

4650/



BIBLIOTEKA ŻOŁNIERSKA
PODRECZNIKI DLA DOKSZTAŁCAJĄCYCH SZKOŁ ZAWODOWYCH

Nr 12

Dowództwo Sił Powietrznych

BIURO TŁUMACZEN

I WYDAWNICTW

Inż. MIECZYSLAW SWIBA

ROBOTY ZIEMNE

TYLKO DO UŻYTKU SŁUŻBOWEGO



WSZECHŚWIATOWY KOMITET
ZWIĄZKÓW MŁODZIEŻY
CHRZEŚCIJAŃSKIEJ W GENEWIE
S Z W A J C A R I A

Pod redakcją Komitetu Kulturalno-Oświatowego 2. DSP, nakładem YMCA i drukiem pisma żołnierzy polskich internowanych w Szwajcarii „Goniec Obozowy”, ukazały się dotąd następujące wydawnictwa:

I. PODRĘCZNIKI DLA ŻOŁNIERSKICH SZKÓŁ Powszechnych

- Nr 1. Bronisław LISTWAN, Wypisy polskie, str. 300 i 8 tabl.
- Nr 2. Adam SANOCKI, Dzieje Polski w zwięzłym zarysie str. 266 + XII i 16 tabl.
- Nr 3. Inż. Bohdan JASTRZĘBIEC, Chemia, str. 40 i 13 rys. w tekście
- Nr 4. Krzysztof GRODECKI, Geografia, str. 354, Mapa Polski i 249 rys. w tekście
- Nr 5. Ignacy J. KLIMASZEWSKI, Rachunki, str. 268 i 161 rys.
- Nr 6. J. ŁODYGO i F. NADWÓRNIAK, Przyroda, str. 122 i 53 rys.
- Nr 7. L. EBERMAN i T. WRÓBLEWSKI, Fizyka, str. 60 i 80 rys.
- Nr 8. Adam BRZOZA, Państwo i obywatel, str. 84
- Nr 9. Dr Karol MITKIEWICZ, Nauka o zdrowiu, str. 84 i 65 rys.

II. PODRĘCZNIKI DLA DOKSZTAŁCAJĄCYCH SZKÓŁ Zawodowych

- Nr 1. Mgr Wincenty WOJTKIEWICZ, Materiałoznawstwo ogólne, str. 126 i 5 rys. w tekście
- Nr 2. Inż. Antoni BUKOWIECKI, Metaloznawstwo, str. 63 + III i 34 rys. w tekście
- Nr 3. Tng Kazimierz DONIMIRSKI, Kuźnictwo, str. 39 + III i 16 tablic z 101 rys.
- Nr 4. Mirosław MOSIŃSKI, Obróbka cieplna metali, str. 43 + III, 11 tabel i 13 tablic z 53 rys.
- Nr 5. Inż. Zbigniew KOPCZYŃSKI, Odlewnictwo, str. 32 z 33 rys. w tekście
- Nr 6. Inż. Antoni MICHALIK, Obróbka metali przez skrawanie, str. 129 + VII, 5 tabel i 56 tablic z 256 rys.
- Nr 7. Inż. Stanisław KUBASZEWSKI, Instalacje elektryczne, str. 141 + III, 61 tablic z 280 rys.
- Nr 8. Jerzy BORKOWSKI i Jerzy BUCZKIEWICZ, Podstawy elektrotechniki, str. 161 + 6 tabel i atlas (56 tablic) z 214 rys.
- Nr 9. Marcin PRUGAR i Andrzej OLSZOWSKI, Stolarstwo, str. 122 i atlas (60 tablic) z 222 rys.
- Nr 10. Inż. Maciej MISCHKE, Budownictwo wodne, str. 38 + IV i 44 tablic z 82 rys.
- Nr 11. Inż. Czesław KAMEŁA, Miernictwo, str. 117 + II i atlas (77 tablic) z 229 rys.
- Nr 12. Inż. Mieczysław ŚWIBA, Roboty ziemne, str. 128 + IV i atlas (41 tabl. z 132 rys.).
- Nr 13. Inż. Rudolf MOLISZ, Budowa i utrzymanie dróg, str. 181 + III + 2 tabele i atlas (53 tablice) ze 170 rys.

III. ŻOŁNIERSKIE KURSY POCZĄTKOWE

- Nr 1. St. SERB i J. ŚLĄSKI, Podręcznik do nauki czytania i pisania, str. 99.

Nadto nakładem YMCA i drukiem pisma „Goniec Obozowy”:

IV. PRZYJACIEL OBOZOWY

- Nr 1. Wypisy, część I-III (str. 123) i część IV-VIII (str. 173). Wydawnictwo przeznaczone dla Polaków, przebywających w obozach jenieckich.
- Nr 2. Inż. Stanisław JARZEBIŃSKI, Silniki spalinowe na paliwo płynne i gazowe oraz urządzenia w pojazdach mechanicznych, str. 433 + VIII z 125 rys. i 1 tablicą barwną.

Inż. MIECZYSLAW SWIBA

ROBOTY ZIEMNE



Pod redakcją Komitetu Kulturalno-Oświatowego 2 DSP.

Kierownictwo techniczne: „Goniec Obozowy“
Pismo polskich żołnierzy internowanych

ROBOTY ZIEMNE
PODRĘCZNIK PRZEZNACZONY DLA NADZORCÓW DROGOWYCH
I WODNO-MELIORACYJNYCH



AE
1584070

Copyright:
WORLD'S ALLIANCE OF THE
YOUNG MEN'S CHRISTIAN ASSOCIATION
(Y. M. C. A.)
Geneva 1945

Printed in England by MUNDUS Ltd.

ROZDZIAŁ I

Niniejszy podręcznik dotyczy tej gałęzi nauk technicznych, która zajmuje się opisem i studiami nad wszystkimi obiektami budowanymi z ziemi; pod nazwą »ziemie« lub »grunty« należy tutaj rozumieć wszystkie ich rodzaje, aż do skamielin włącznie.

I. PODZIAŁ I BADANIE GRUNTÓW

A. Podział gruntów

Grunt, czy to jako podłoże-fundament na którym budujemy, czy też jako materiał budowlany, wykazuje bardzo dużą różnorodność. Aż do ostatnich czasów kwestię poznania i badania gruntów traktowano raczej z przyrodniczego punktu widzenia, badając ich pochodzenie itd. Zajmowała się tym geologia. Dopiero od niedawna nowa nauka, zwana »mechaniką gruntów«, wprowadziła nowe metody badania gruntów i skamielin a mianowicie pod względem ich przydatności, jako materiału budowlanego, jak również pod względem »oporów« jakie stawiać one mogą wobec czynności dobywania.

Przepisy dla robót ziemnych przy budowie autostrad dzielą grunty w sposób następujący:

1) Grunty macierzyste, zwane również ziemiemi żywymi. 2) Grunty luźne, niezwiązane, jak piasek, szuter, żwir itp. 3) Grunty związane, jak glina, iły, less, margel. 4) Skały, a więc grunty mineralne związane. 5) Grunty bogate w wodę, jak torf, muł itp.; te ostatnie grunty jako materiał budowlany nie przedstawiają żadnej wartości.

Z punktu widzenia sposobu dobywania istnieje następujący podział gruntów: 1) muliste i piaski ruchome (istnieje przy nich możliwość użycia każdego narzędzia dobywającego); 2) lekkie; dobywalne rydlem lub łopatą, kąt nachylenia skarp 45°; 3) średnie; dobywalne przy użyciu kilofa, kąt nachylenia skarp 60°; 4) twarde, jak łupek zbity, ił, ciężka glina z rumowiskiem; dobywalne przy użyciu kilofa, klinów lub środków wybuchowych, kąt nachylenia skarp 80°; 5) skały; dobywalne tylko przy pomocy środków wybuchowych, kąt nachylenia skarp około 90°.

W praktyce najczęściej stosowany jest podział gruntów na siedm rodzajów, który podaje tablica I (str. 4).

Jeszcze inny podział pozostaje w związku z użyciem maszyn dobywających (kopaczki, dragi itp.) Tutaj decyduje wielkość uziarnienia gruntów, zdolność do tworzenia brył itd.

Roboty ziemne I

Ciąg dalszy tablicy I

	I	II	III	IV	V	VI	VII	U w a g i
Przeciętna wydajność pracy grupy roboczej (dorzorca + 30 ludzi) w m ³ /godz.	35	29	20	13	7	—	—	Łącznie z wyrównaniem skarp
Przeciętna wydajność pracy grupy roboczej (dorzorca + 10 robotników) przy transporcie i wydławianiu w m ³ /godz.	60	50	30	20	15	10	10	
Wydajność pracy kopaczki łyżkowej na szynach (łyżka 2 m ³) w m ³ przeciętnie na godz.	90	75	55	40	25	22	20	A.
Przeciętna wydajność pracy kopaczki kubłowej na szynach (pojemność kubła 250 l) w m ³ /godz.	200	150	100	—	—	—	—	B.

Objaśnienia do tablicy I

A. Rozstaw torów 90 cm. — Pojemność wagonika 2—4 m³. — Na ustawienie kopaczki i prace przygotowawcze liczy się 16 minut, na pobór węgla i wody 10 minut. Szybkość ruchu pociągu transportującego 8—10 km/godz. Grupa robotników potrzebna do obsługi kopaczki i wózków: 1 majster, 1 prowadzący łyżkę, 1 palacz, 1 przodownik, 6—10 robotników.

B. Przy pojedynczym bagrowaniu na strony i schodami — partia robotników składa się z 1 majstra, 1 maszynisty, 1 palacza, 1 przodownika i 26 robotników. Załoga do transportu: 1 prowadzący lokomotywę, 1 palacz, 1 hamulcowy.

Rathjens (1922) rozróżnia: 1) piasek, 2) żwir aż do wielkości pięści, 3) glina, 4) margel, 5) próchnica i gęsty muł, 6) grunty nadające się do wykopywania (bagrowania) bez użycia przed tym środków kruszących (rumowiska skalne, miękkie łupki i piaskowce). 7) skały wymagające użycia środków kruszących przed dozywaniem maszynowym. Gruntów wymienionych pod 5) nie można prawie zupełnie dobywać maszynowo w okresie opadów atmosferycznych, grunta zaś pod 6) i 7) mogą być dobywane wyłącznie kopaczką łyżkową.

B. Badanie gruntów

Przy budowie dróg ważnym jest zbadanie takich gruntów, które mogą stanowić niebezpieczeństwo dla nawierzchni drogowej lub dla drogi jako całości. Dla dróg mogą być niebezpieczne tak grunty usuwiskowe, jak i również ziemie miękkie (np. torf, trzęsawiska itp.).

Tereny usuwiskowe rozpoznamy po falistej powierzchni, stromych wypukłościach, urwiskach ziemnych itd., ziemie zaś mokre i miękkie — po roślinności (trawy kwaśne, jak turzyce, sitowie oraz drzewa skarłate o pniach porośniętych mchem). Należy również zwrócić uwagę na ewentualne szkody, jakie w budowach ziemnych powodować może mróz. Z wyjątkiem piasku i szutru prawie wszystkie ziemie, leżące mniej niż 1,5 m pod nawierzchnią drogi, mogą na nią oddziaływać szkodliwie pod wpływem mrozu.

Oczywiście stopień niebezpiecznego działania mrozu na warstwy gruntu, a za ich pośrednictwem na obiekt drogowy, zależy w dużym stopniu od warunków miejscowych (np. wysokości zwierciadła wody gruntowej, kierunku warstw ziemnych itd.). Istnieje prosty i praktyczny sposób badania stopnia niebezpiecznego działania mrozu. Jeśli grudkę ziemi, ujętą między kciuk a palec wskazujący ręki, nie możemy podnieść w górę bez jej rozpadnięcia się, wówczas na taki grunt działanie mrozu nie stanowi niebezpieczeństwa. Jeśli jednak grudkę ziemi możemy w całości podnieść do góry, jeśli dalej grudka ta da się między palcami zerzeć na mąkę, zostawiając na palcach przyklejony pył, wówczas mamy do czynienia z gruntem, przy którym działanie mrozu jest niebezpieczne.

Szkody wywołane mrozem występują zewnętrznie w formie wypukłości na powierzchni jezdni. Powstają one pod działaniem lodu tworzącego się w mniej więcej poziomych warstwach pod powierzchnią drogi. Lód ten tworzy się z wody dostającej się do warstw wyższych przez podsiąkanie wody gruntowej, lub też woda topniejąca na powierzchni drogi wsiąka do zamrożonych jeszcze warstw głębszych, powiększając objętość masy lodu. Im delikatniejszy materiał pod powierzchnią drogi, tym większa jego zdolność ssąca, o tyle większa kapilarność, a zatem większe niebezpieczeństwo powstania szkód przez działanie mrozu.

W gruntach o nierównomiernym uziarnieniu woda gromadzi się na pojedynczych miejscach, tworząc tam tzw. soczewki lodowe, szczególnie niebezpieczne ze względu na swoją dużą objętość. Soczewki te działają w poszczególnych miejscach z dużą siłą, zagrażając często pośrednio samej nawierzchni drogowej.

Ziemię miękkie, przez swoją dużą a nadto nieregularną skłonność do osiadania, są również niebezpieczne dla nowoczesnych dróg.

Ziemię z miękkiej lub wilgotnej gliny (próchnice, torfy, sapy), ulegają dużemu sprasowaniu pod wpływem ciężaru nasypów ziemnych. Niezbędne więc będzie zbadanie stopnia nośności ziem, szczególnie tam, gdzie chodzić będzie np. o wybór sposobu i głębokości fundamentowania mostów itd. Mała nośność gruntu i wynikające stąd prawdopodobieństwo silnego osiadania pod wpływem ciężaru będzie miało również wpływ na rozwiązanie projektowanego mostu pod względem statycznym.

Przy podatnym gruncie obok sprasowania mas ziemnych podłoża może wystąpić osiadanie i ruchy warstw głębszych. Względem te wywierają duży wpływ na projekt, wykonanie i koszt budowy drogi. Z powyższego wynika, że projekt, kosztorys i budowę drogi poprzedzić musi szczególnie dokładnie i wyczerpująco wykonane badanie gruntów.

Przy robotach ziemnych ogólne pojęcie o gruntach dają w grubszych zarysach mapy geologiczne, w szczegółach zaś miejscowe urwiska terenowe, kamieniołomy, rynny wodne, kopalnie żwiru itd. Natomiast ważny dla robót ziemnych obraz kierunku warstw ziemnych, ich wielkości, uziarnienia, gęstości (porowatości), kąta wewnętrznego tarcia, stopień przepuszczalności itd. mogą dać tylko laboratoryjne badania prób ziemi, pobranych na miejscu za pomocą specjalnych świderów lub z dołów próbnych.

Próbki muszą być pobrane w stanie możliwie nienaruszonym, to znaczy o normalnej gęstości (nie sprasowane sztucznie), o normalnej zawartości wody, jednym słowem w takim stanie, jaki istnieje w gruncie, bez wpływów jakichkolwiek ubocznych czynników.

Powierzchnia przekroju poziomego dołu próbnego wynosi zwykle około 2 m²; do 3 m głębokości kopanie odbywa się najczęściej w sposób zwykły, od 3—6 m należy rów oszalować, głębiej od 6 m kopie się sposobami górniczymi.

Dobre strony pobierania próbek ziemi z dołu próbnego, z dołu sondy, polegają przede wszystkim na tym, że próbkę pobieramy bezpośrednio i że nie posiada ona jakichkolwiek domieszek ziem leżących na innych poziomach, co przy pobieraniu świdrem nie zawsze jest możliwe, ponadto można lepiej rozpoznać grubość i kierunek warstw ziemnych itd.

Kopanie dołów próbnych jest jednak kosztowne z uwagi na konieczność szalowania, odprowadzanie wody itd.

Pobieranie próbek świdrem jest o wiele szybsze i tańsze, woda nie przeszkadza pobieraniu, a głębokość pobierania próbek jest teoretycznie nieograniczona (rys. 1a i b). Z drugiej jednak strony wadą tego sposobu sondowania jest możliwość ponieszenia ziem z różnych poziomów oraz trudność zdecydowanego określenia kierunku i grubości warstw. W gruntach kamienistych próbki pobrane świdrem nie przedstawiają żadnej wartości.

Pobieranie próbek w dołach próbnych dokonywane jest przez wprasowanie wydrążonego cylindra stalowego w ziemię, możliwie prostopadle

do kierunku warstwy gruntu. Przy pobieraniu próbek należy dołożyć wszelkich starań, by próbka była czysta, tj. wolna od domieszek z innych warstw ziemnych. Próbki gruntów zwięzłych będą miały kształt cylindryczny. Należy oznaczyć na nich początek i koniec, tj. część górną i dolną cylindra, jak wskazuje rys. 2. Różne typy świderów-sond — wraz z przedłużeniami — pokazuje rys. 1a i b.

Po wydobyciu należy pobrane próbki chronić przed deszczem i słońcem, przy czym zaleca się otoczyć każdą z nich warstwą parafiny. Pakować w skrzynki drewniane z zasuwaną pokrywą (nie przybijać pokrywy, by próbki nie ulegały wstrząsom od uderzeń młotka), albo w puszki blaszane lub ze szkła. Brzegi zasuwki lub pokrywy oblać parafiną, by zapobiec wysychaniu próbek.

Próbki, pobrane celem zbadania stopnia osiadania gruntów pod nasypami, pobiera się zwykle z głębokości 2—2,5 m, przy wyższych nasypach z głębokości równej 1,5 x wysokość nasypu — przy fundamentowaniu obiektów budowlanych 1,5—2 x szerokość fundamentu.

W praktyce stosuje się często podane poniżej przeciętne wartości dopuszczalnych obciążeń podłoża:

Ziemię aluwialne (piasek, glina — piasek z gliną)	1,0—1,5 kg/cm ²
„ gliniaste (gliny wilgotne)	1,5—2,0 „
Suche gruntu margliste	1,2—1,8 „
Sucha glina (w warstwie do 3—4 m grubej)	2,5—5,0 „
Gruboziarnisty piasek lub szuter (w warstwie ponad 3 m grubej)	2,8—6,0 „
Skały mało zwietrzałe uwarstwione poziomo	15,0 „

Jako złe podłoża przyjąć należy piaski lotne, humus, torf itp.

II. DOBYWANIE ZIEMI

A. Kopanie

1. Narzędzia ręczne: Łopata zwykła (rys. 3a) jest to kawałek lekko wygiętej blachy stalowej kształtu owalnego, zbiegającego się w szpic; szufla (rys. 3b) podobna do łopaty, z wysokim brzegiem na obwodzie, służy raczej do przerzucania lub ładowania; rydel zaś (rys. 3c) jest to kawałek lekko wygiętej blachy stalowej kształtu prostokątnego lub trapezowego, którego niższy koniec wykształcony jest w nóż. Sztychówki lub łopaty drenarskie są to narzędzia do kopania rowów głębokich lecz wąskich, np. rowów drenarskich. Są to łopaty o podłużnym kształcie zwięzającym się ku dołowi, na dolnym brzegu zaostrzone.

Wszystkie te narzędzia osadzone są na mniej lub więcej długich drążkach, zwanych styliskami lub stylami.

Wydajność pracy łopatą zależy w dużej mierze od właściwego posługiwania się nią.

Chwyć i praca łopatą zwykłą: Jedną nogą, lekko wysuniętą (o pół kroku) naprzód. Przyjąć prostą, niewymuszoną postawę, uchwycić

stylisko łopaty jedną ręką na jego końcu, drugą zaś mniej więcej w pośrodku. Posuwać łopatę lekko skośnie ku dołowi, ugiąć kolana i pochylić ciało naprzód. W razie większego oporu dobywanego materiału, oprzeć stylisko łopaty lub szufli na udzie wysuniętej naprzód nogi i pomóc ciężarem ciała.

Chwyty i praca rydłem: Postawa jak przy łopacie. Wbijamy rydel w ziemię przy palcach wysuniętej naprzód nogi i pochylamy go nieco w tył. Podbiciem wysuniętej nogi stajemy na kancie rydla i naciskając nogą wbijamy go głębiej w ziemię. Ciało współpracuje z nogą naciskając, a więc pochylone lekko w przód. Po wbiciu rydla, górny uchwyt styliska pochylamy w tył (stylisko działa wówczas jak dźwignia) i prostujemy ciało. W tej pozycji ramiona wykonują podźwignięcie materiału wyważonego rydłem.

Łopatami niektórych typów można pracować tak samo jak rydłem.

Kilof służy do rokruszania skamielin, do odszczepiania zbitych i twardych gruntów. W gruntach zbitych lecz nietwardych posługujemy się kilofem szerokim (posiadającym ostrze szerokie na kilka centymetrów), w gruntach twardych (skamielinach) pracuje się kilofem zakończonym w ostry szpic. Kilof krzyżowy jest połączeniem obydwu wyżej wspomnianych narzędzi, tj. jedna strona z ostrzem szerokim, druga zakończona szpicem.

Do wyrównywania i ubijania skarp itp. służą ubijaki różnych rodzajów. Do wycinania darni służą noże specjalne, ze styliskiem ok. 1 m długim, podparte kółkiem, zapobiegającym zbyt niemu zagłębieniu się noża w ziemię. Rys. 5 pokazuje specjalne widły do dobywania gliny miękkiej. Prócz tego istnieją kliny i łomy żelazne różnej długości i grubości, służące do podważania i rozbijania kamieni.

Chwyty i praca kilofem: Nogi rozstawione dość szeroko, jedna z nich lekko wysunięta w przód, w momencie uderzenia kilofem kolana sprężynują. Kilof z rozmachem unosimy ponad głowę, siła uderzenia w grunt jest spotęgowana pracą ramion. Uderzając należy starać się o to, by kilof trafiał możliwie prostopadle w ziemię. Po wbiciu kilofa w ziemię obydwie ręce przesuwały się w kierunku końca styliska, podnosimy stylisko z lekka w górę (działanie dźwigni) i po wyrwaniu z ziemi pociągamy nieco ku sobie. Kilofem należy uderzać równomiernie, nie zapominając o pracujących w sąsiedztwie innych robotnikach. Należy pamiętać o dobrym umocowaniu kilofa na stylisku.

2. Dozyskiwanie maszynowe — wykopywanie suche

Ogólnie biorąc rozróżniamy kopaczki kubłowe i łyżkowe.

a. **Kopaczka kubłowa.** Bagier tego typu posiada przegubowy łańcuch „bez końca” poruszający się na rolkach (turas), do którego to łańcucha przymocowane są kubły. Łańcuch może być albo wolno zawieszony lub też przymocowany do przestawialnych suwnic. Ten ostatni sposób nadaje się przede wszystkim do jednolitych gruntów, gdzie nie zachodzi niebezpieczeństwo nagłego wystąpienia kamieni; umożliwia on również dokładniejsze wykonywanie profilu wykopu.

Tablica II (str. 12) podaje dane dla kopaczek kubłowych nowszych typów o napędzie Diesla.

Tablica III (str. 13) podaje dane dla kopaczek kubłowych parowych starszych typów.

W czasach nowszych udoskonalono i uzupełniono szczególnie kopaczki kubłowe typów mniejszych. Pracując kopaczką kubłową nawet mniejszego typu, można osiągnąć bardzo dobre wyniki, mimo ich miernego zapotrzebowania siły. Kopaczek tych używa się często w zestawie z transporterami taśmowymi itd.

Na ogół kopaczki kubłowe poruszają się najczęściej na szynach, choć istnieją również modele zaopatrzone w gąsienice. Promień pracy kopaczki zależy od szerokości, szczególnie na niepewnym gruncie, ułożenie torów może natrafić na trudności, co w rezultacie wpływa ujemnie na stateczność ustawienia kopaczki, utrudniając pracę maszynisty, zmuszonego do częstego przestawiania rusztu, jeśli profil wykopu ma być dobrze wykonany.

Zużycie węgla przy napędzie parowym kopaczki kubłowej trzech typów, w założeniu 1 KM/godz. przy pracy w suchym piasku lub żwirze, podaje wykres nr 1 (w zbiorze rysunków). Bagrowanie w wodzie pociąga za sobą zużycie paliwa o 20% większe.

Tablica IV (str. 13) podaje zużycie olejów przy pracy kopaczki w kg/godz. również dla trzech typów objętych wykresem nr 1.

b. **Kopaczka łyżkowa** — (rys. 6). Kopaczka ta składa się zasadniczo z dwu części: 1) z obrotowego kranu i 2) łyżki lub łopaty. łyżka pracuje mechanicznie, poruszana tzw. ramieniem łyżki.

Przyciągnięcie ramienia wywołuje tnące działanie łyżki opuszczonej na powierzchnię dobywanego gruntu i zagłębienie się jej w tenże grunt. Po napełnieniu się łyżki, lina stalowa nawijana na bęben motorem kopaczki, podciąga ramię łyżki aż do zetknięcia się tej ostatniej z dźwignią kranu. W tym momencie kran podnosi się w górę i ruchem obrotowym przenosi łyżkę na miejsce wyładowania. Opróżnienie łyżki z nagarniętego materiału odbywa się w ten sposób, że druga lina stalowa nawijana również na bęben odciąga łyżkę wraz z jej ramieniem od dźwigni kranu, a materiał wypada z łyżki własnym ciężarem.

Całe nadwozie kopaczki wraz z konstrukcją dobywającą osadzone jest na osi i obracalne o 360°.

Kopaczka łyżkowa jest już dzisiaj tak udoskonalona, że jeśli nie chodzi o specjalnie głębokie wykopy, to można ją uważać za jedną z najlepszych i najekonomiczniejszych maszyn, narzędzi do budowy dróg. Praca kopaczek odbywa się przy pomocy maszyny parowej, silnika elektrycznego lub silnika Diesla. Ich starsze typy ustawiane są na szynach tak jak kopaczki kubłowe; dzisiaj już prawie wyłącznie używa się kopaczki łyżkowej na gąsienicach. Używając kopaczki na gąsienicach, unikamy konieczności częstego przesuwania toru, wymagającego dużo czasu i kosztów. Kopaczka o podwoziu na gąsienicach posiada bardzo dużą zdolność dostosowania się do każdego terenu i to zarówno w płaszczyźnie poziomej (większa zwrotność) jak i pionowej (wysoka zdolność

TABLICA II

Kopaczki kubłowe-parowe starszych typów

	Kopaczka „Portal“	Inne kopaczki modele większe	Modele mniejsze
Pojemność pojedyn. kubła m ³	0,6—0,2	0,18—0,15	0,10-0,035
Ciężar własny maszyny w t	230—70	50—40	34—12
Wydajność teoret. m ³ /godz.	600—240	220—180	120—40
Przeciętna wydajność prakt. w gruncie klasy:			
I. piasek lub mialki żwir m ³ /godz.	400—188	150—130	80—30
II. Związany żwir do wielk. pięści. Głina z piaskiem m ³ /godz.	250—130	90—80	60—20
III. Głina ciężka, ily, margiel, gruby żwir m ³ /godz.	160—90	60—50	30—20
Największa głębokość bagrowania m	25—15	10—9	8—5
„ wysokość bagrowania m	20—12	10—9	8—5
Normalna głęb. bagrowania m	20—10	8—7	6—3
Normalna wysokość kopaczek			
a) przy kubłach tnących w przód m	7—5	5	4
b) „ „ „ wstecz m	20—10	8—7	6—3
Szerokość kopaczki (mierzona na szynach) m	3	2	2
Najwyższy nacisk kół w t	13—12	12—10	9—7
Szyny (kg/m bieżący)	40	40	30
Wymiary przekroju podkładu w cm	20/28	20/28	15/24
Najwłaściwsze środki transport. w m pojemności	5—3	3—2	1— ³ / ₄
Obsługa kopaczki (ludzi)	4—3	3—2	2—1
Obsługa do przesuwania torów	1 przodownik 15-10 robot.	1 przodownik 15-8 robotn.	1 przodownik 7-5 robotn.
Moc maszyny w KM	270—90	50—40	40—12
Koszta montażu w frs.	9000-1800	1200	900
Koszta demontażu w frs.	4500-1000	700	600

TABLICA III

Kopaczka kubłowa o napędzie Diesla (Orenstein & Koppel)

Typ	Wydajność w m ³ /godz.	Moc w KM	Ciężar w t	Zużycie oleju pędnego w kg/godz.	Rodzaj napędu
Za	do 26	7—10	4—6	1,8	Silnik Diesla lub silnik elektryczny
Z	„ 26	10	5—9	2,2	
O	„ 30	16	7—11	3,2	
1	„ 45	20	9—17	4,0	
2	„ 60	22—30	17—25	4,5—6,0	Silnik Diesla, silnik elektr. lub maszyna parowa
5	„ 170	55	30—40	11	
15 b	„ 480	80—135	40—70	16—18	

pokonywania nachyleń aż do 1:10). Wydajność pracy takiej kopaczki jest o 20% większa w stosunku do kopaczki na szynach. Każda gąsienica zawieszona jest zwykle na 4 rolkach i może być oddzielnie hamowana. Na końcach szeregu rolek leżą rolki napędowe (turas).

Ciśnienie na powierzchnię w czasie jazdy wynosi 0,64—0,70 kg/cm², zaś podczas pracy dobywania 1,6—1,8 kg/cm². Nadwozie wraz z konstrukcją dobywającą obraca się w łożysku rolkowym, na stalowym kole zębatym podwozia. Silny pazur stalowy na tylnej części podwozia zapobiega zbyt niemu wychyleniu kopaczki podczas pracy. Ramię łyżki jest wysuwane w przód przy pomocy pręta zębatego, który z kolei wysuwa samą łyżkę. Możliwość ustawienia łyżki wraz z jej ramieniem w różnych,

TABLICA IV

Zużycie materiałów do czyszczenia i oliwienia kopaczek kubłowych o sile KM

Zużycie na godz. pracy w kg	90 KM	125 KM	50 KM
Olej maszynowy	0,25	0,35	0,18
Olej do cylindrów	0,30	0,55	0,20
Olej do czyszczenia	0,04	0,06	0,03
Wetna, pakuły	0,03	0,04	0,03
Inne oleje	0,08	0,10	0,05

nawet skośnych położeniach, pozwala na dokładne wykształcenie profilu wykopu, jak również na dużą dowolność w wyborze miejsca odkładu. Łyżka zbudowana z blach stalowych jest zaopatrzona z przodu w zęby, ułatwiające zagarnianie dożywianego gruntu, jak również w odpowiednio hamowaną zasuwę, pozwalającą na regulowanie szybkości wysypywania materiału, co ma duże znaczenie z uwagi na stopień i szybkość zużycia taboru transportowego. Rys. 7 przedstawia kopaczkę łyżkową przy pracy. Udoskonalenia kopaczek łyżkowych dążą przede wszystkim do tego, by przez wymianę łyżki, jej ramienia i ewentualnie innych części konstrukcyjnych, można było zastosować kopaczkę i dla innych potrzeb budowlanych, jak np. jako maszynę wyrównującą, jako ubijak mechaniczny na nasypach, jako kafar, dźwig obrotowy, lub jako łopatę traktorową.

Tego rodzaju kopaczki o wielostronnym zastosowaniu, tzw. kopaczki specjalne lub uniwersalne, odpowiadają prawie wszystkim potrzebom nowoczesnego budownictwa drogowego, dając przy tym bardzo dużą oszczędność siły roboczej dzięki swej wysokiej wydajności przy ekonomicznym zużyciu materiałów pędnych.

Przez wymianę pewnych części w samej konstrukcji ramienia łyżki, można przystosować działanie kopaczki do pracy w różnych gruntach. Np. w gruncie ciężkim zbitym i twardym (gliny, iły itp.), trzeba będzie połączyć szczególny nacisk na działanie wydzierające łyżki, kosztem jej szybkości, a nawet wielkości i zupełności napełnienia.

Kopiąc rowy głębokie i długie, stosuje się obok kopaczki urządzenie łopat dwuszcękowych zawieszonych, pozwalających na przesuwanie łopat na odległość do 250 m. (Rys. 8 a i b).

Dane nowoczesnej kopaczki łyżkowej o wielostronnym zastosowaniu F-my Menck & Hambrock podaje tabl. V i VI.

Ramię łopaty tnącej w przód, u kopaczki tego typu, osadzone jest na górnym końcu dźwigni głównej. Ma to na celu powiększyć wysokość zasięgu kopaczki. Urządzenie windujące ma 3 bębny, z których trzeci po każdym napełnieniu łyżki przestawia dźwignię główną i umożliwia dokładne opróżnianie łyżki, bez strat przez rozsypywanie w drodze do urządzeń transportowych.

Zużycie węgla dla kopaczki łyżkowej o napędzie parowym, w kg na 1 KM/godz. podaje wykres nr 2. Ogólnie biorąc zużycie to leży w granicach od 1—1,6 kg na KM/godz.

Tabl. VII (str. 17) podaje zużycie olejów smarnych do konserwacji i czyszczenia maszyny. Tabl. VIII (str. 17) podaje zużycie materiałów pędnych, smarnych i do czyszczenia, przy zastosowaniu napędu Diesla.

c. Praca kopaczki. Zależnie od terenowych możliwości ułożenia szyn dla transportu dobytego materiału, jak i dla ruchu samej kopaczki (przy kopaczkach poruszających się na szynach), będziemy bagrowali partie gruntów, leżące wyżej lub niżej w stosunku do poziomu ustawienia kopaczki. W związku z tym rozróżniamy bagrowanie wysokie lub wglębne, tj. doywanie poniżej poziomu posuwania się kopaczki.

TABLICA V i VI

Dane kopaczek łyżkowych o różnym zastosowaniu

Typ	KM	Pojemn. łyżki w m ³	Ciężar załadowania w t	Ciężar bez części zap.	Cena kupna bez części dodatkow. ca frs.	Wydajność w m ³ /godz. w gruncie klasy				Pokr. skale
						I.	II.	III.	IV.	
A) Kopaczka łyżkowa o napędzie parowym na gąsienicach, F-my Menck i Hambrock										
III	55	2/3	33	27,5	35,000	40	30	—	—	—
IV	90	1,0	55	44,5	48,000	60	50	45	—	—
V	125	1,5	88	73,1	66,500	100	90	75	50	35
VI	150	2,25	140	115,0	100,000	150	135	110	80	50
B) Kopaczka łyżkowa z motorem Diesla na ropę, na gąsienicach tej samej firmy [przy bagrowaniu wysokim]										
Mo	48	0,53	22	16,7	29,900	30	20	—	—	—
Ma	70	0,75	31	24,1	37,500	45	35	—	—	—
Mb	107	1,00	44	33,1	47,500	70	50	45	—	—
Mc	142	1,4	64	50,2	62,400	100	90	75	50	30
Md	200	1,9	100	77,1	95,900	130	110	90	70	40
Me	300	2,6	150	118,0	135,000	160	140	120	90	55
Przy bagrowaniu w głąb										
Mo	48	0,42	20	16,0	29,400	20	16	—	—	—
Ma	70	0,58	29	23,0	36,800	25	20	—	—	—
Mb	107	0,8	42	31,4	45,300	40	30	20	—	—
Mc	142	1,1	61	47,6	59,500	60	50	45	—	—
Md	200	1,5	95	72,0	93,400	90	80	65	40	30

C] Kopaczka uniwersalna użyta jako ubijak świeżych nasypów			
Typ	Ciężar płyty ubijającej		Wydajność m ³ /godz.
Mo	1,5 t		85
Ma	2,2 "		90
Mb	3,0 "		90
D] Kopaczka uniwersalna użyta do ładowania			
Typ	Wykładnia		Ciężar przy pracy
	krótka	średnia	
Mo	0,42 m ³	0,3 m ³	19,5 t
Ma	0,60 "	0,42 "	28,3 "
Mb	0,85 "	0,60 "	39,3 "
Mc	1,20 "	0,85 "	59,4 "
Md	1,85 "	1,20 "	90,6 "
Me	2,30 "	1,60 "	137,0 "

W gruntach twardych (skałach) praca kopaczek możliwa jest, gdy uprzednio nastąpi rozkruszenie materiału z pomocą środków wybuchowych. Jeżeli do dobowania w tych gruntach mamy zamiar użyć kopaczki łyżkowej, wówczas rozkruszenie masy skalnej nie musi być tak dokładne jak wówczas, kiedy chcielibyśmy dobywać ręcznie. Stąd oszczędność na materiale wybuchowym, pracy borowania itd.

Jak już poprzednio wspomniano — w dzisiejszych warunkach praca dobowania odbywa się najczęściej z pomocą kopaczki łyżkowej lub też kopaczki uniwersalnej — specjalnej. Praca tych maszyn odbywać się może tzw. metodą „od czoła“, dalej bagrowanie „na boki“, lub też może być kombinacją tych dwóch metod, jako tzw. bagrowanie mieszane.

TABLICA VII

Zużycie materiałów do smarowania i czyszczenia dla kopaczki łyżk. z nap. par.

	Pojemność łyżki w m ³	
	1 m ³	2 m ³
Oleju maszynowego na 1 KM/godz.	0,18 kg	0,28 kg
Oleju do cylindrów " "	0,15 "	0,25 "
" do czyszczenia " "	0,04 "	0,05 "
Wetny [pakuł]	0,04 "	0,05 "
Innych olejów	0,07 "	0,10 "

TABLICA VIII

Zużycie materiałów pędnych do uniwers. kopaczki łyżkowej o napędzie Diesla firmy Menck i Hambrock

Typ	Pojemność łyżki	Moc silnika	Zużycie oleju spal. w kg/godz. ruchu	Zużycie oleju spalinowego w kg/m ³ wydobytego gruntu
Mo	0,53 m ³	48 KM	5,8 kg	0,20
Ma	0,75 "	70 "	7,0 "	0,16
Mb	1,00 "	107 "	10,5 "	0,15
Mc	1,4 "	142 "	14,0 "	0,14
Md	1,9 "	200 "	18,0 "	0,14
Me	2,6 "	300 "	24,0 "	0,14

Zużycie olejów smarnych i do czyszczenia maszyny wynosi 1/10 zużycia olejów pędnych w kg/godz.

Roboty ziemne 2

Najlepiej wykorzystane jest samo działanie łyżki przy bagrowaniu „od czoła“, jednak odwózka dobytých mas ziemnych jest wówczas trudniejsza, do najekonomiczniejszego bowiem wykorzystania pracy dobywającej kopaczki potrzebne byłoby położenie najmniej trzech torów dla wózków transportujących.

Bagrowanie „na boki“ wymaga tylko jednej linii torów z mijanką, zestaw bowiem wagonetek transportujących podjeżdża pod kopaczkę z boku. Ten sposób bagrowania umożliwia szybsze załadowanie dobytej masy. Ogólnie biorąc należy stosować możliwie bagrowanie mieszane, szczególnie w długich wykopach. Jako zasadę organizacji pracy należy przyjąć, że praca kopaczki ma się tak odbywać, by kopaczka mogła możliwie szybko dostać się swą łyżką do dna wykopu. Kopaczka łyżkowa na gąsienicach nadaje się szczególnie dobrze do bagrowania „na boki“, podczas gdy kopaczkę łyżkową na szynach stosuje się najczęściej do bagrowania „od czoła“.

Rys. 9 a i b pokazuje schematycznie pracę „od czoła“ z szynami kolejki transportującej, leżącymi na poziomie podwozia kopaczki. Zp. oznacza zestaw nie naładowany. Zn zestaw gotowy do odjazdu, „a“ wynosi przy odstępach szyn równym 90 cm od 2,5 do 2,8 m — z czego wielkość „B“ dla rysunku 9a kształtuje się na około 7 m, dla rys. 9b — na 8—9 m.

Rys. 10 przedstawia organizację pracy dla bagrowania „na boki“, zaś rys. 11a i b dla bagrowania mieszanego.

Bardzo wydatny wpływ na bagrowanie wywiera obecność wody w gruncie, szczególnie w ziemiach gliniastych i marglistych, które pod działaniem wody nabierają zupełnie innych właściwości od tych, jakie posiadają w stanie suchym. Z gruntów tego rodzaju, przynajmniej na okres bagrowania, należy odprowadzić wodę; często koniecznym będzie zastosowanie pomp. Tylko w rzadkich wypadkach będzie możliwym utrzymanie dobywanego gruntu w stanie suchym, najczęściej kopaczka będzie pracowała w mniej lub więcej mokrym lub ciężkim materiale, co pociągnie za sobą odpowiednie zmniejszenie teoretycznej wydajności maszyny. Mróz może w ogóle uniemożliwić pracę kopaczki kubłowej, podczas gdy kopaczka łyżkowa może pracować nawet przy temperaturze — 20°C, ale oczywiście wydajność pracy będzie znacznie mniejsza. W wypadku gdy będziemy mieli do czynienia z wykopami płytkimi na stosunkowo dużych powierzchniach, dalej tam, gdzie trzeba będzie się liczyć z przerwami w pracy itd. — w ogóle przy wykopach o mniejszej masie, kopanie ręczne może być ekonomicznie korzystniejsze od użycia kopaczki. Wyładowywanie dobytego materiału winno być tak zorganizowane, by odbywało się wglębnie, tj. by materiał dobytý był wprost wysypywany z wywrotki. Inny sposób wymagający wyrzucania materiału z wywrotki szuflą lub łopatą itp. może być stosowany tylko w wypadku nieodzownej potrzeby, narzuconej np. warunkami terenowymi. Kopaczka łyżkowa ma przewagę ekonomiczną nad kopaczką kubłową, szczególnie przy dobywaniu rozkruszonego materiału skalnego lub w gruntach ze złożami pojedynczych kamieni pochodzenia morenowego itp.

Kopaczka łyżkowa bowiem jest w stanie łatwiej pokonać opór i trudności dobywania nawet tam, gdzie kopaczka kubłowa jest w ogóle nie do użytku. Również w terenie falistym, w wykopach o zmiennej głębokości i gruntach o zmiennej budowie mechanicznej, zastosowanie kopaczki łyżkowej jest więcej wskazane, bowiem teren tego rodzaju musi być przed zastosowaniem kopaczki kubłowej najpierw wyrównany i przygotowany, z uwagi na konieczność równomiernego ułożenia torowiska. W niektórych wypadkach opłaca się użycie kopaczek obydwu typów, np. w ten sposób, że kopaczka łyżkowa dobedzie materiał na nieregularnie wzniesionych partiach terenowych, wykarzuje korzenie itd. — krótko, stworzy warunki dogodne dla użycia kopaczki kubłowej, by w końcowej fazie pracy dobywania usunąć materiał w tych miejscach, gdzie nie mogła tego dokonać kopaczka kubłowa, szczególnie na zakrętach trasy drogowej.

d. Łopata mechaniczna. Lekkie grunta, w warstwach o umiarkowanej wielkości, mogą być dobywane łopatami mechanicznymi. Zasadniczą część tego narzędzia stanowi otwarta na stronie czołowej szufla, poruszana w przód lub w tył, przy pomocy stalowej liny, do której jest przymocowana swą przednią lub tylną częścią. Lina popędzana jest dwubębnową windą, której bębny obracające się w kierunkach przeciwnych względem siebie, mogą być włączane lub wyłączane zależnie odżądanego ruchu szuflki. Opróżnianie narzędzia poruszającego się w kierunku windy, następuje na równi pochyłej, po której materiał spada do podstawionych wagonetek. Szybkość obrotów bębnow reguluje się przy pomocy hamulców taśmowych. Dla podniesienia wydajności narzędzia zwiększa się szybkość liny nie obciążonej w stosunku do liny ciągnącej napełnioną szuflę. Szybkość ta wynosić powinna: a) dla liny nieobciążonej od 1—2 m/sek., b) dla liny pracującej — od 1—1,5 m/sek. Szufla ma pojemność 0,5—1,5 m³, moc silnika wynosi 20—90 KM.

B. Dobywanie przy pomocy środków wybuchowych

1. Materiały wybuchowe

a. Materiały prochowe. Najwięcej używanymi do dobywania są prochy, szczególnie zaś proch czarny. Ogólnie prochy mają następujący skład chemiczny: 65—75% saletry potasowej, 15—20% węgla drzewnego, 10—15% siarki i saletry wybuchowej, złożonej z 75% saletry sodowej, 15% węgla brunatnego i 10% siarki. Wszystkie rodzaje tych materiałów wybuchowych ulegają powolnemu rozkładowi, ich działanie kruszące jest raczej słabe. Wyrabiane są w nabojach o średnicy 30—40 m/m, czułe na uderzenie i wilgoć.

Zapłon może nastąpić przy pomocy lontu lub elektrycznie. Chcąc otrzymać możliwie dobre działanie wybuchającego naboju, należy dokładnie wypełnić i uszczelnić otwór, w który załadowano nabój prochowy.

b. Materiały kruszące. — Dynamity. Zapłon następuje za pośrednictwem spłonki — używane są najczęściej w formie naboju o średnicy 30 m/m — 10 cm długich. Najwięcej używanymi są dynamity nr 1, 3 i 5 o zawartości 75%, 40% i 18—20% nitrogliceryny. Oprócz tej

ostatniej zawiera np. dynamit nr 1 — 5% kolloidum, 3% mąki drzewnej, 16,5% saletry sodowej i 0,5% innych domieszek (ochry, inaczej okry). W temperaturze zamarzania i odmarzania tj. — 12° i + 8° C dynamity są szczególnie czułe na uderzenie i tarcie.

Żelatyna wybuchowa zawiera 90—92% nitrogliceryny, 8—10% kolloidum (bawełny strzelniczej). Dynamit żelatynowany lub żelatyna dynamitowa posiadają nieco mniejszą siłę wybuchową i składają się z 62% nitrogliceryny, 3% kolloidum, 27% saletry sodowej i 8% mąki drzewnej. Dynamit nr 1 i dynamity żelatynowane dzięki swemu dużemu działaniu kruszącemu używane są do odszczepiania bardzo twardych, jednorodnych skamielin.

Zmarzniętego dynamitu nie wolno ogrzewać w rękach lub przez wkładanie do kieszeni itp. Przy większym zapotrzebowaniu dziennym odtaja się zmarznięty dynamit w specjalnych komorach cieplnych, w mniejszych zaś ilościach w naczyniach o podwójnych ścianach. Między te ściany wprowadza się ciepłą wodę, która powoduje powolne odtajanie dynamitu umieszczonego w naczyniu. Należy uważać przy tym, by podczas nalewania wody nawet najmniejsza kropla nie dostała się do wnętrza naczynia. Po użyciu należy naczynie dokładnie wyczyścić, by nie pozostały w nim cząstki wypoconej nitrogliceryny.

Materiały wybuchowe bezpieczne. Są one mniej lub więcej odporne na działanie mrozu. Tak jak dynamity zapala się je za pośrednictwem spłonki od nr 8 począwszy. Ich głównym składnikiem jest saletra lub żelatyna amonowa. Np. ammonit nr 1 zawiera 85% saletry amonowej i 3—4% nitrogliceryny. Ammonit nr 2 77—87% saletry amonowej i ammonit nr 5 73—84% saletry amonowej i 2—12% glinu (aluminium). Żelatyna amonowa — 60% saletry amonowej i 30% nitrogliceryny. Środki wybuchowe bezpieczne używa się podobnie jak dynamity do kruszenia bardzo twardych skamielin. Wyrabiane są w nabożach o średnicy 25 m/m, 10—12 cm długich i w handlu można je otrzymać pod różnymi nazwami. Np. „Lignozyt“, „Durmenit“, „Luxit“, „Sekurit“ itd. a z żelatynowanych — „Donarit“, „Astralit“ itd.

Transport, przechowanie i użycie materiałów wybuchowych. Sprawy te uregulowane są w każdym państwie dokładnymi przepisami porządkowo-policyjnymi, mającymi na celu zabezpieczenie mienia i życia osób tak pracujących przy pomocy materiałów wybuchowych, jak i osób postronnych.

Najważniejsze z nich zabraniają przechowywania materiałów wybuchowych w ogólnie dostępnych miejscach lub zabudowaniach, dalej, używania otwartego światła jak również palenia papierosów, cygar itd. w składach materiałów wybuchowych oraz w ich pobliżu, przechowywania spłonek i materiałów wybuchowych w tych samych pomieszczeniach, otwierania skrzynek z materiałem wybuchowym przy pomocy narzędzi żelaznych, wydawania i używania zamrożonych materiałów wybuchowych, noszenia nabożów w kieszeniach itd.

Zewnętrzne cechy zniszczonych lub uszkodzonych materiałów wybuchowych. Proch czarny traci ziarnistość i połysk, dostaje barwy brązowej i daje się w palcach rozgnieść. Uszkodzone dynamity i inne materiały wybuchowe zawierające nitroglicerynę wydzielają tę ostatnią w kroplach (pocą się), dostają ostrego słodkawego zapachu i wydzielają również kleiste sole.

Niszczenie zepsutych materiałów wybuchowych. Prochy niszczy się przez zatopienie w wodzie. Dynamit zaś i inne materiały wybuchowe zawierające nitroglicerynę, przez spalenie na odpowiednim podłożu za pomocą lontu z odpowiedniej odległości.

Uszkodzone materiały wybuchowe nie zawierające nitrogliceryny, jak również uszkodzone nie nadające się do użytku lonty spala się na otwartym ogniu (nie za wielkie ilości naraz!).

Spłonki można niszczyć przez zapalenie lontem lub zatopienie w wodzie.

2. Środki zapalające

a) Lonty. Otrzymuje się je w handlu najczęściej w odcinkach po 8 m długości zwinięte w krążek. Krążki te mają być przechowywane leżące; należy je chronić przed upałem, mrozem, benzyną i olejami.

Lont (angielski lub lont Bickforda) składa się z ścieżki prochowej otoczonej z zewnątrz odpowiednią osłoną. Zależnie od okoliczności w jakich lont ma być używany, osłona jest warstwą mniej lub więcej grubą ze smołowanych (terowanych) nitek konopnych, przędzy czesankowej lub juty.

W wypadkach, gdzie przewiduje się pracę w warunkach mokrych, należy użyć lontu, który prócz osłony z terowanej tkaniny, posiada nadto pochwę gutaperkową. Przy wysadzaniu pod wodą lont posiadać musi podwójną osłonę wewnętrzną i podwójną pochwę gutaperkową.

Szybkość palenia się ścieżki prochowej wynosi przeciętnie 1 cm/sek. Dobry lont winien posiadać regularną szybkość palenia się ścieżki prochowej na całej swojej długości.

Wilgoć i wysokie temperatury opóźniają palenie się ścieżki prochowej, olej nalany na zwykły lont może w pewnych warunkach spowodować zgaśnięcie lontu, podczas gdy benzyna lub nafta przyspieszają jego palenie.

Zmarzniętych lontów nie wolno zginać lub odwijać przed uprzednim odtajaniem.

Lonty uszkodzone spadającym na nie ciężarem, dalej lonty które przez dłuższy czas ulegały ciśnieniu postawionego na nich ciężkiego przedmiotu, mogą zupełnie zawieść lub w każdym razie znacznie opóźnić szybkość palenia. Lonty Bickforda nadają się tam, gdzie wybuchy mają nastąpić w pewnych odstępach czasu po sobie i gdzie te odstępy czasu chcemy uregulować długością lontów prowadzących do poszczególnych ładunków.

Wszędzie jednak tam, gdzie chodzi o zapłon równoczesny, o równoczesny wybuch większej ilości naboju, tam używamy lontów „Fulminant“, u których szybkość palenia się ścieżki prochowej wynosi 5 do 7000 m/sek.

Lonty detonujące, tj. zawierające rtęć piorunującą (piorunian rtęci), przywiązuje się z boku wprost do naboju, który w tym wypadku nie otrzymuje spłonki.

Lonty w dobrym stanie muszą być twarde w dotknięciu i nie mogą się łamać przy zginaniu. Ścieżka prochowa widziana w przekroju ma być okrągła, a osłona nie uszkodzona.

Kawałek lontu długości 25 cm odcięty z krążka musi płonąć regularnie nie dając jakichkolwiek widzialnych iskieł. Taką próbę przed użyciem pojedynczych lontów angielskich posiadających słabo-odporną osłonę palenia należy wykonać.

b) Spłonki. W budownictwie drogowym używa się dzisiaj prawie wyłącznie spłonek silnych, przy nowoczesnych bowiem materiałach wybuchowych, wymagających silnych impulsów zapalających, użycie spłonek słabych mogłoby łatwo wywołać tzw. „niewypały“ lub tzw. „wykipienie“ naboju.

Spłonka z miedzianymi ściankami naładowana jest piorunianem rtęci (u spłonki nr 8 b. silnej, ładunek 2 g) a więc materiałem bardzo czułym na uderzenie, zgniecenie i wilgoć.

Spłonka z aluminium naładowana jest tetrylem odpornym na wilgoć. Masa zapalająca spłonki otoczona jest wewnętrznie umocowaną czapczką, by lont nie dotknął bezpośrednio łatwozapalnej masy.

Zapłon następuje przez lont wprowadzony do łuski spłonki, lub na drodze elektrycznej.

W spłonce znajduje się mąka drzewna lub korkowa, służąca jako ochrona przed wilgocią. Przed wprowadzeniem do spłonki lontu lub przed ułożeniem jej w łuskę zapłonu elektrycznego, należy usunąć tę mąkę. Nigdy nie wolno jednak jej wydmuchiwać lub wyskrobywać. Spłonkę należy ująć dwoma palcami prawej ręki i uderzać w podstawioną sztywno dłoń lewej ręki, przy czym należy unikać bezpośredniego uderzenia spłonką.

Przy wyjęciu spłonki z opakowania, należy pozostałe po niej miejsce wypełnić dokładnie papierem lub włóknami.

Łączenie lontu ze spłonką i spłonki z nabojem (rys. 12 a, b, c). Na gładkiej podkładce ostrym nożem równo ucina się lont, poczem wsuwa się go ostrożnie do spłonki nie obracając ani lontem ani spłonką. Przez zaciśnięcie brzegu w górnej pustej części spłonki, przymocowuje się ją do lontu. Zaciśnięcie należy wykonać obcęgami, nie wolno czynić tego zębami. Przy użyciu lontów „Fulminant“, które są cieńsze od lontów zwykłych Bickforda, należy lont owinać papierem, tak by szczelnie siedział w spłonce.

Przed wprowadzeniem spłonki do naboju, należy otworzyć najpierw na stronie czołowej pofałdowaną część opakowania naboju, zamykającą otwór na spłonkę, poczem kołeczkiem drewnianym zrobić dziurę o prze-

kroju równym średnicy spłonki, jednak nieco krótszą od tej ostatniej. W otwór ten wsunąć spłonkę z przymocowanym do niej lontem. Istnieją również naboje, zaopatrzone w rurkę na spłonkę. Po wsunięciu spłonki, mocnym cienkim sznurkiem przywiązuje się papier naboju do lontu, by zapobiec wysunięciu się spłonki.

c. Zapłon elektryczny. Może nastąpić albo iskrą elektryczną przeskakującą między dwoma końcami przerwanego obwodu elektrycznego lub też żarzeniem drutu.

Zapłon iskrą wymaga prądu elektrycznego wysokiego napięcia i umiarkowanej siły, żarzenie zaś — dużej ilości prądu elektrycznego o niskim napięciu. Prąd doprowadza się najczęściej przewodem z drutu miedzianego 1,5—2 mm grubego, odprowadzenie zwykłym drutem żelaznym. Jako źródło prądu używa się zwykle maszyn dynamo- lub magneto-elektrycznych. Czy przewód jest pod prądem, kontroluje się przy pomocy ohmometru o tak słabym źródle prądu, by nie mógł wywołać zapłonu.

Zaletą elektrycznych zapłonów jest to, że są one prawie zupełnie bezpieczne, przede wszystkim zaś, że wykluczają one ewentualne wybuchy spóźnione.

Przy użyciu zapłonu elektrycznego należy przestrzegać następujących reguł: Na przewodzie głównym można „zawiesić“ tylko tyle ładunków, ile maszyna jest w stanie zapalić. Wszystkie połączenia kabla i z kablem należy wykonać bardzo starannie, zaś w okresie deszczów lub mgły owinać taśmą izolacyjną. Przewód załączyć w maszynę w ostatniej chwili przed oddaniem strzałów, a klucz włożyć w maszynę dopiero tuż przed momentem zapalenia.

Po oddanych strzałach należy wyjąć natychmiast klucz z maszyny i odłączyć przewód. Nie wolno używać zapłonu elektrycznego w okolicy urządzeń i przewodów wysokiego napięcia, jak również podczas burzy.

3. Wykonanie otworów świdrowych

a) Uwagi ogólne. Na rys. 13 W oznacza kąt pod jakim wybito otwór na ładunek w stosunku do ściany; V — odstęp poziomy dna otworu od ściany. Obydwie te wielkości można łatwo zmierzyć na zewnątrz skały; „t“ oznacza głębokość otworu świdrowego, „b“ — głębokość uszczelnienia i „h“ wysokość załadowania otworu materiałem wybuchowym.

Odstęp „V“ powinien być zawsze znacznie mniejszy od głębokości otworu świdrowego.

Im twardsza skamielina, o tyle mniejsze winny być wielkości W i V. Istnieje jednak dla nich pewne minimum, tj. najmniejszy wymiar. I tak: dla twardych skamielin kąt W może być równy lub większy od 25° — jednak mniejszy od 35°, W ≧ 25° jednak < 35°. Dla skamielin miękkich W ≧ 35° jednak < 45°.

W dużej mierze skutek wysadzania zależy od właściwego założenia otworów świdrowych.

Przy pionowych otworach wielkość V będzie zbliżona do połowy głębokości otworu świdrowego, dla ładunków w związkach np. przy tzw. strzałach „w kocioł” jak również przy strzelaniu prochem: $V = t$.

Przy poziomo leżących otworach V powinno być większe od $1/3$, lecz mniejsze od $2/3$ wysokości ściany, ogólnie większe niż 2 m jednak nie większe niż 4 m.

Otwory minerskie wykonane tak, że wielkość V jest za mała, dają przy strzale duży rozsyp, przy za dużej wartości V pozostają po strzale u dna otworu resztki skały, tzw. „fajki” lub „puszki”, ogółem wybuch nie daje spodziewanego skutku. Prócz tego ściana jest jak się mówi „podstrzelona” (niebezpieczeństwo wypadków), a masa skalna rozerwana, co wpływa ujemnie na wartość działania strzałów następnych. Również i głębokość otworu minerskiego „ t ” winna być odpowiednio dobrana. W wykopie przy wystrzeliwaniu stopni i przy otworach prawie pionowych, dla twardych skał wielkość „ t ” winna być ≥ 2 m. Dla skał miękkich odpowiednio więcej, natomiast w twardych i zbitych glinach lub ilach nie więcej niż 1,5 m.

Wykwalifikowany miner dla każdej skamieliny dobiera na podstawie doświadczenia wielkości „ W ” i „ V ” i „ t ”.

b) Umiejscowienie otworów minerskich. Głębokość i gęstość otworów, wielkość ładunków. W zasadzie najlepiej działają te strzały, których kierunek otworu przebiega równolegle do najbliższej płaszczyzny zewnętrznej kruszonej skały.

Zadaniem strzału pierwszego jest zarysowanie wewnętrznego natężenia w skale, innymi słowy, ma on utworować drogę do działania skutecznego dla strzałów następnych. Zwykle umiejscawia się go w środku ściany skalnej, szczególnie przy strzelaniu skamielin o wielkiej powierzchni zewnętrznej.

Rozróżniamy następujące rodzaje strzałów pojedynczych:

Strzały czołowe — tj. takie, które zakłada się w kierunku pionowym (rys. 14a).

Strzały dźwigające lub piersiowe, tj. takie, które leżą prawie poziomo, pod kątem 90° do ściany.

Strzały torujące „włomy”; leżą one poziomo jak strzały piersiowe, jednak pod kątem $30-40^\circ$ do ściany skalnej w płaszczyźnie poziomej.

Strzały wiszące, których otwór skierowany jest pod kątem $30-40^\circ$ ku górze (rys. 14b).

Strzały stopowe lub strzały z dna (rys. 14c) najczęściej w dnie wcinki wykopu, pod dnem tunelu, zwykle pod kątem $20-30^\circ$.

Strzały górnicze; ich zadaniem jest usunięcie mas u stopy skarp lub też innych nierówności. Strzały te rozrzucają silnie i dlatego często poprzedzane są strzałami „w kocioł”. Wykonywane są wyłącznie materiałem wybuchowym kruszącym.

Strzały „w kocioł” lub „z kotła” (rys. 15) wykonywane są materiałem kruszącym. Nazwa pochodzi stąd, że przy pomocy następujących po sobie strzałów, z których początkowe są słabiej naładowane aż do końcowych o ładunku silnym, wystrzeliwuje się jamę lub kocioł. W kocioł ten możemy założyć ładunki w wiązce, którymi wystrzeliwujemy pozostałą głębszą partię skamieliny. Gdy chcemy uzyskać włom w stok skalny, to wówczas strzelamy rzędowo, tj. zakładamy szereg ładunków, o jednakowym odstępie między sobą i między rzędami, o jednakowych głębokościach i kierunku otworów wiertniczych i sile ładunku. Włom następuje zwykle schodami o dobranej i pożądanej wysokości. Wybuchy następują seriami np. najpierw strzały 1, 3, 4, potem 2, 5, 6 i w końcu 7 i 8 (rys. 16).

Ściany prostopadłe strzela się włomami torującymi, tzn. otwory wiertnicze drąży się pod kątem ostrym do powierzchni ściany (w płaszczyźnie poziomej).

Odstrzeliwując zamykające horyzont uskoki skalne („nosity”), jest często korzystniej, zamiast rzędów równomiernie przebiegających strzałów założyć ładunek w górze, skierowany ku dołowi, tzw. strzał naciskający (B) i u dołu strzał podnoszący (B₁) rys. 17. Obydwa ładunki powinny być wystrzelone równocześnie.

Jeśli chcemy wystrzelić w horyzontalnie leżącej skale włom klinowy (rys. 18), to wówczas wystrzeliwujemy najpierw w jej środku lej (1—1), poszerzamy go dalszymi strzałami (2—2), następnie lej pogłębiajmy centralnie (3—3), znów poszerzamy go (4—4) itd. tak długo, dopóki nie uzyskamyżądanego profilu.

Do wystrzelenia włomu lejowatego zakłada się zwykle 3 najwyżej jednak 6—8 strzałów, wzajemnie swymi końcami nachylonych (rys. 19), lecz tak, by ich końce nie schodziły się z sobą, lecz były oddalone od siebie o 15 do 25 cm. Jest to tzw. pojedynczy włom trótkątny. Odstęp między otworami wiertniczymi, założonymi rzędowo zależy od rodzaju skamieliny i jej masy, zwykle leży w granicach od $1/2$ do $2V$. Przy strzelaniu przy pomocy lontu odległość otworów wiertniczych = $2V$, zaś przy strzelaniu zapłonem elektrycznym lub detonującym = $1V$.

c) Sprzęt i praca wiertacza. Otwory wierci się zazwyczaj przez wiercenie obrotowo-uderzeniowe, ręcznie lub maszynowo. Przed rozpoczęciem samego wiercenia należy wyrównać okolice otworu dłutami i szpicem stalowym.

Wierząc ręcznie wbijamy świder przy pomocy młota w masę skalną. Celem uzyskania okrągłego otworu wiertniczego, po każdym uderzeniu podnosi się świder nieco w górę i obraca go o około 36° . Wierci się albo w pojedynkę, tzn. ten sam wiertacz trzyma świder i młotek lub przy pomocy dwóch robotników. Wtedy jeden robotnik prowadzi i obraca świder, drugi zaś uderza młotem obydwoma rękami. Wybór sposobu wiercenia zależy od twardości skały i rodzaju pracy; przy borowaniu otworu w materiale mniejszej twardości, gdzie młot będzie lżejszy, użyjemy jednego robotnika, w skałach twardych, gdzie trzeba będzie bić młotem o wadze 4—6 kg, użycie dwóch robotników będzie nieodzownie potrzebne.

Do wiercenia w górę używa się młota specjalnego z zakrzywionym zakończeniem rękojeści o wadze 3—4 kg, tego rodzaju wiercenie wymaga dużego doświadczenia i wprawy.

Wierząc uderzeniowo np. w tunelu, pracujemy świdrem spojonym z przedłużaczem o 6—8 kantach ułatwiających obracanie. Kiedy wiercimy w górę, wówczas pył skalny wypada z otworu mniej lub więcej łatwo swoim ciężarem, jednak przy skośnych lub w dół skierowanych otworach będziemy wiertać „na mokro“, tzn. do otworu wprowadzimy nieco wody, poczem papkę pozostałą ze zmieszania pyłu skalnego z wodą wydobywa się łyżką wiertarską lub wydrapywaczem.

Dla jednego otworu wiertniczego użyjemy kilku świdrów lub ich zestawów, dobierając je do poszczególnych głębokości tego samego otworu.

Przy wierceniu jako sprzętu pomocniczego używa się łomów i klinów do usuwania i podważania luźniejszych skamielin.

Do wiercenia maszynowego stosuje się w budownictwie drogowym maszyny wywołujące mechaniczne uderzenie świdrów, tzw. świdro-młoty, lub młoty mechaniczne. Świdro-młoty pracują w ten sposób, że przy umiarkowanej sile uderzenia dają dużą ilość uderzeń, aż do 2400 na minutę (świdry obrotowo-udarowe), podczas gdy np. w tunelach używa się świdrów obrotowych, dających silne, twarde uderzenie, przy małej ilości uderzeń na jednostkę czasu. Stąd też przy świdro-młotach (świdrach udarowo-obrotowych) uderzenie nie idzie zbyt głęboko, lecz działa ścierająco na powierzchnię. Świdro-młot ma średnicę 35—40 mm i obraca się po każdym uderzeniu o 9—50°.

W skamielinach miękkich używa się świdrów o szybkim obrocie, wysokiej ilości uderzeń, lecz lżejszej sile uderzenia. Na odwrót, w skamielinach twardych należy używać świdrów-młotów o wolniejszym obrocie, umiarkowanej ilości, lecz dużej sile uderzeń.

Przy budowie dróg w skamielinach niezbyt twardych wystarczają świdro-młoty o wadze 11—14 kg, dla średnio-ciężkich skamielin 15—20 kg, a w skale twardej 15—50 kg.

Dla celów drogowych używane są kompresory ruchome, przewoźne. Zasadnicze urządzenie kompresora składa się z silnika (dla mniejszych typów silnik benzynowy, dla większych silnik Diesla), pompy dla wody chłodzącej i zbiornika powietrznego. O wyborze typu kompresora decyduje ilość powietrza zużywanego przez świdro-młoty, pomnożona przez straty ciśnienia w przewodach doprowadzających powietrze sprężone od kompresora do świdrów.

Przy pracy w górach należy wziąć pod uwagę, iż wskutek niższego ciśnienia atmosferycznego, również i ciśnienie powietrza sprężonego przez kompresor będzie niższe.

Świdro-młot wymaga około 1,5 m³ nassanego powietrza no minutę, przy ciśnieniu 4—6 atm. w cylindrze powietrznym. Dla każdego m³ powietrza potrzeba przy ciśnieniu niskim około 6 do 9 KM, przy ciśnieniu wysokim około 9—11 KM mocy maszyny napędowej.

Na koszty użycia kompresora ma największy wpływ zużycie i koszty siły napędowej, ponieważ wierząc otwory minerskie maszynowo, musimy liczyć się z dużą ilością przerw w samym wierceniu. Dlatego też nowoczesny kompresor winien posiadać odpowiedni wyłącznik automatyczny, redukujący do minimum dopływ powietrza w okresach przerw w pracy, a co zatem idzie zmniejszający zapotrzebowanie energii silnika.

Utrzymanie i obsługa kompresora opisane są okładnie w przepisach firmy dostarczającej maszynę. Należy ich ściśle przestrzegać, a w szczególności — mieć na uwadze: karburator, wentyle ciśnieniowe i filtry powietrzne. Używać wyłącznie olejów smarnych według tabeli i przepisów dla danej maszyny. W razie przepalenia uszczelnień głowicy silnika, można odkręcać śruby głowicy dopiero wówczas, gdy się ochłodzi, w przeciwnym wypadku można łatwo wywołać skrzywienie głowicy.

Sprężone powietrze doprowadzamy do świdro-młota przewodem ciśnieniowym. Na odległości nie większe niż 20 m wystarczy zwykły przewód z rury metalowej, oczywiście odpowiednio chroniony przed ewentualnym uszkodzeniem od spadających odłamków skalnych; przy większych odległościach należy użyć bezwarunkowo odpowiadającego warunkom przewodu z żelaza kutego z kołnierkami na złączach. Również i w tym wypadku należy dokładnie przestrzegać przepisów firmy dostarczającej. Na ogół średnica przewodu powietrznego nie powinna być nigdy mniejsza niż 40 mm, a połączenie przewodu z cylindrem powietrznym ma być wykonane z elastycznej rury o średnicy 50—60 mm i o długości pojedynczych części 1,5—2 m.

Celem zapobieżenia stratom na sprężonym powietrzu złącza należy uszczelniać azbestem, papą itp. Łączna suma strat ciśnienia nie powinna przekraczać ponad 1 atm. Należy starać się, aby przewód na łukach leżał możliwie poziomo. Dla odgałęzień od wyciągniętego możliwie w prostej linii przewodu głównego, używać specjalnych T części lub części krzyżowych.

Połączenia przewodu z kurkiem powietrznym świdra należy dokonać przez wkręcenie zakończenia przewodu w kurek. Zakończenie to zrobione jest z gumy z wkładką z lnu przepojonego olejem i owinięte sprężyną stalową.

Wewnętrzna średnica przewodu głównego wynosi zwykle 80—125 mm, zaś przewodów bocznych 40—70 mm, zależnie od ilości obsługiwanych świdrów. W terenie nierównym i skalistym przewody nie powinny leżeć bezpośrednio na ziemi, należy je zaopatrzyć w rolki drewniane.

Do reperacji uszkodzonych przewodów należy używać wyłącznie opasek dostarczonych przez firmę, w wypadku nagłym jako opaski należy użyć płótna lnianego przymocowując ją do przewodu przez silne okrecenie sznurkiem. Przewody przechowywać zwinięte.

Przebieg pracy świdrem udarowym. Przed przyśrubowaniem przewodu do kurka świdra, puścić przez kilka sekund powietrze pełnym strumieniem, by wyczyścić przewody. Dopiero po tym zamknąć dopływ powietrza do przewodu, zdjąć ochronę przeciwpylową z kurka

świdra i wkręcić przewód. Postawić świder na skamielinie, tam gdzie ma być wiercony otwór, włączyć powietrze kompresora i otworzyć kurek mniej więcej do połowy. Dopiero wówczas gdy świder nieco się zagłębi i stwierdzimy należyte funkcjonowanie całego urządzenia, kurek wolno otwierać, aż do pełnego przelotu powietrza.

Podczas wiercenia unikać zbyt silnego naciskania świdrem na skamielinę, trzymać świder stale w niezmiennym kierunku. W ten sposób zapobiega się najlepiej ewentualnemu zaciśnięciu świdra w drażonym otworze. Po ukończeniu pracy i wykręceniu przewodu z kurka, należy na kurek naśrubować ochraniacz przeciwpyłowy, który podczas pracy przechowuje się w kieszeni ubrania.

Obsługa i utrzymanie świdra udarowego. Szczególnie ważne jest stałe i właściwe smarowanie. Dokonuje się go przed rozpoczęciem pracy, oliwić obficie płynnym olejem maszynowym przez otwory wlotowe dla powietrza. Co dwie godziny oliwić od przodu przez otwory wylotowe przy zamkniętym dostępie powietrza, lecz przyśrubowanym przewodzie. Najmniej co 8 dni rozebrać świder, skontrolować i dokładnie oczyścić. Rozbierać ostrożnie i nie przemocą. Urządzenia obracające nasmarować stałym tłuszczem, miejsca i połączenia zardzewiałe napuścić naftą i poczekać aż same puszczą. Nie wolno nigdy rzucać świdra na ziemię, należy go ostrożnie kłaść. Ważna jest również kontrola zakończeń czopowych świdra; słabe zakończenia czopowe na bardzo mocnym świdrze, i na odwrót, są najczęściej przyczyną złamań. Przy pracy należy utrzymywać możliwie stałe ciśnienie powietrza z kompresora (4,5—5 atm.) jak również mieć pod ręką zapas części rezerwowych, jak sprężyn, bolców, śrub, klinów żelaznych itd.

Świdry. Używane są na ogół dwa rodzaje świdrow:

- świdry pełne lub masywne,
- świdry drażone do wydmuchiwania powietrzem pyłu skalnego, czyli świdy z dmuchawą.

Świdry pełne o okrągłym przekroju stosuje się przy wierceniu otworów pionowych lub otworów stromych ku górze, w tych wypadkach bowiem pył skalny swym własnym ciężarem mniej lub więcej sam wypada z drażonego otworu. Wierząc otwory minerskie słabo ku górze skierowane, jak również otwory poziome, lepiej użyć świdra pełnego ze ślimakiem (rys. 20).

Świdry te posiadają na trzonie najczęściej dwie równoległe przebiegające powierzchnie śrubowe, śruba dwuzwojowa, przy czym średnica zewnętrzna świdra wynosi 24—34 mm.

Świdry z dmuchawą używane są do wiercenia otworów skierowanych skośnie w dół lub pionowych, gładkie na zewnątrz mają przekrój okrągły o średnicy około 22 mm lub przekrój sześciokątny wpisany w koło o średnicy 7/8 cala. Pył skalny wydmuchiwany jest przez powietrze wylotowe, które doprowadzane jest kanałkiem do wydrążania w świdrze, lub też część powietrza przeznaczona do poruszania

świdro-młota dostaje się do wydrążenia w samym świdrze i wydmuchuje nagromadzony pył.

Każdy świder składa się z następujących części:

- zakończenie czopowe, dzisiaj znormalizowane, albo 18,5 mm w kwadrat i 80 mm długie lub sześciokątne — 7/8 cala, 82,5 mm długie.
- część środkowa, trzon o przekroju kołowym, pełny i gładki lub ze ślimakiem, albo też wydrążony.
- głowica z różnymi dłutami.

Dłuta. Dłuto proste — jedno- lub dwu-ostrzowe, w ostatnim wypadku najczęściej wydrążone, nadaje się lepiej do wiercenia ręcznego, jako tzw. dłuto proste. Rys. 21 a i 21 b z wygiętymi kątami dla skamielin twardych lub płaskie wypukło-wygięte dla skamielin miększych rys. 21. Zależnie od głębokości otworu, jedno lub dwa ostrza 20—40 mm szerokie. Kąt „a“ waha się 70—110° zależnie od twardości skamieliny. Szerokość ostrza musi być zawsze większa od szerokości trzonu świdra.

Dłuto „Z“ (rys. 22 b) posiada trzy ostrza, jedno środkowe i dwa boczne, używa się go w średnio twardych łupliwych skamielinach.

Dłuto krzywe (rys. 22 a) jest połączeniem dwu dłut prostych, przecinających się pod kątem 90°. Używane w tych samych warunkach co dłuto „Z“.

Dłuto z koronką (rys. 22 c) używane w skamielinach najtwardszych do wiercenia dokładnie okrągłych otworów. Działanie jego jest raczej miażdżące niż tnące; na powierzchni pracującej, na koronce posiada często osadzone odpadki z obróbki diamentów.

Dla tego samego otworu minerskiego należy w miarę postępu pracy zmieniać świdy, a to tak z uwagi na potrzebną ich długość, jak i szerokość ostrzy. W ten sposób otwór otrzymuje lekko-stożkowy kształt. Najkrótszy świder stosowany na początku pracy ma najszersze ostrze dłuta, najdłuższy świder pracujący w partii końcowej otworu najmniejszą szerokość ostrza dłuta. W ten sposób zapobiega się zaciśnięciu świdra w otworze minerskim (Tabl. IX).

Ręczne kucie świdrow. Kawałek stali przeznaczonej do kucia należy ogrzewać powoli i równomiernie, miechem nie należy nadmuchiwać wiele powietrza, celem zaś zapobieżenia ewentualnemu przepaleniu stali należy ją pokryć całkowicie węglem drzewnym. Właściwą temperaturę kucia rozpoznaje się po ciemno- aż do jasno-czerwonej barwie stali. W momencie osiągnięcia tej barwy przez ogrzaną stal, należy możliwie natychmiast rozpocząć kucie, czy to ręczne, czy mechaniczne, przy tym nie wolno dopuścić do ochłodzenia kutej stali do barwy żelazowo-szarej. Po ukończeniu kucia, gotową część należy na nowo z wolna ogrzać celem przeprowadzenia hartowania. Przy hartowaniu skomplikowanych ostrzy należy części materiałowo słabsze przez częste wyjmowanie z ognia kilkakrotnie ochłodzić, w przeciwnym bowiem razie łatwo przepalają się. Hartowanie przeprowadza się przez powolne zanur-

TABLICA IX
Wiercenie ręczne

	Długość świdra I-go i szerokość ostrzy dłuta	Długość świdra II-go średniego i szerokość ostrzy dłuta	Długość świdra III-go końcowego i szerokość ostrzy dłuta
1) Wiercenie jednym robotnikiem na głębokość 70 cm dla ładunków kruszących	0,4 m 30 mm	0,7 m 25 mm	0,9 m 20 mm
Do głębokości 0,8 m i dla ładunków bezpiecznych	0,50 m 42 mm	0,75 m 37 mm	1,00 m 32 mm
2) Wiercenie 2 robotnikami na głębok. 1—2 m największa średnica otworu 45 mm	0,6 m 40 mm	0,8—1,0 m 35—30 mm	1,2 m 25 mm
3) Ręczny świder uderzeniowy, 2 robotników, dla otworów skierowanych w dół	8-kątny świder ze stali lanej \varnothing 30 mm Długość świdra 2,0—2,5 m Szerokość ostrzy dłuta 36—40 mm Ciężar 12—15 kg		

rzanie rozgrzanej części w wodzie pokrytej warstwą oleju grubą na 15—20 mm. Temperatura wody winna wynosić 20—25° C. Warstwa oleju ma na celu stwarzanie łagodnego przejścia w stopniu hartowania, olej bowiem posiada mniejsze działanie hartujące od wody. Woda bogata w wapno hartuje silniej od wody miękkiej, tj. ubogiej w wapno, dodatek soli kuchennej do wody zwiększa jej zdolności hartowania.

Hartowany świder zanurza się w wodzie na głębokość 2 cm. Na części zanurzonej tworzą się pod wodą pęcherzyki pary, chroniące stal od zbyt szybkiego ochłodzenia. Po kilkakrotnym szybkim obróceniu świderem w wodzie dla zrzucenia pęcherzyków, wyjmujemy zahartowany świder z wody.

Teraz należy jeszcze nadać kawałkowi stali odporność na uderzenia. Wykonuje się to znów przez szybkie zanurzenie w wodzie, lecz dopiero po uzyskaniu odpowiedniego zabarwienia przez ogrzewanie poszczególnych części dłuta.

Zanurzając w wodzie świder, którego ostrze np. nabrało na skutek ogrzania barwy żółtej — a trzon niebieskiej — otrzymamy świder o dużej twardości, przy małej odporności na uderzenie. Świder, którego ostrze miało barwę niebieską, będzie miał dużą odporność na uderzenia, przy małej twardości.

Rozpoznawanie barw musi następować szybko i wymaga dużej wprawy; tam gdzie brak doświadczonych kowali, należy zastosować aparaty hartujące, które ostatnio pojawiły się na rynku.

d) Ładowanie i uszczelnianie otworów minerskich. Ładowanie prochem czarnym w nabojach.

Przed włożeniem naboju prochu czarnego w otwór minerski należy odedrzeć papier opakowania na obydwu końcach naboju dla stworzenia styku wewnętrznego między poszczególnymi ładunkami (nabojami). Naboje winny możliwie ciasno wypełniać otwór, a to celem stworzenia dogodnych warunków dla skutecznego działania wybuchu. Zapala się je zwykle lontem angielskim. Postępowanie jest następujące: Na jednym końcu sznura robimy węzeł, poczem nawlekamy nań poszczególne naboje, aż do długości koniecznej do wypełnienia 1/3—2/3 otworu. Lont przymocowuje się do ostatniego naboju, w najniższej części (naboju) ładunku. Ręcznie formujemy rolki z gliny, iłu (przybitka silnie ubita), lub sypimy piasek (przybitka lekko ubita) — lub w końcu robimy przybitkę z ziemi pozbawionej kamieni. Tam gdzie nie ma pod ręką tych materiałów, nadających się na przybitkę, dajemy bezpośrednio na ładunek ubity papier lub pakuły aż do wysokości 30—50 cm od wlotu do otworu minerskiego, a resztę wypełniamy materiałem podręcznym, nie zapominając o dalszym ubiciu. W ten sposób zapewniamy lepsze działanie oddawanego strzału. Gałki służące jako przybitka wsuwamy pojedynczo do otworu wiertniczego, poczem jedną ręką trzymając lont, drugą ubijamy gałki z pomocą drewnianego pręta. Szczerba podłużna wzdłuż tego pręta, w którą wchodzi lont, zapobiega jego uszkodzeniu podczas ubijania. Ubijanie, szczególnie w pobliżu ładunku, należy wykonywać ostrożnie. Otwory głębokie powyżej 50 cm muszą otrzymać przybitkę silnie ubitą.

Ładowanie dynamitem. Do otworu wsuwa się tyle poszczególnych nabojów, by wypełniły one przestrzeń równą 1/3 do 1/2 głębokości otworu. Jeśli naboje leżą jeden na drugim mówimy o ładunku wyciągniętym lub prostym, w odróżnieniu od ładunku w wiązce, kiedy poszczególne naboje są z sobą związane z nabojem detonującym zwykle w środku wiązki.

Każdy poszczególny nabój po wsunięciu go do otworu minerskiego należy lekko i ostrożnie popychać prętem drewnianym tak długo, aż pęknie parafinowana papierowa osłona a materiał wybuchowy przylgnie ciasno do ścian otworu minerskiego.

Zapłon następuje przy najwyższym naboju, który też należy zapatrzyć w sponkę. Co do uszczelnienia otworu minerskiego, stosować te same sposoby, jak przy użyciu prochu czarnego. Tylko przy płytkich otworach minerskich, jako nabój zapalający wybrać należy ostatni najgłębszy. Bardzo głębokie ładunki o dużej ilości poszczególnych nabojów należy zapalać możliwie z dwu nabojów.

Ładowanie bezpiecznym materiałem wybuchowym. Ponieważ większość materiałów wybuchowych jest plastyczna, dlatego ła-

dowanie i ugniecenie jak również przybitka, stosowane są tak samo jak u dynamitów. Zależnie od ich siły skutecznej, ładuje się do wysokości 1/2—2/3 otworu minerskiego.

TABLICA X

Materiał wybuchowy	Wysokość ładowania	Wysokość przybitki
	W ułamkach głębokości otworu wiertniczego	
Naboje z prochu strzelniczego	1/2—2/3	1/2—1/3
Dynamit	1/3—1/2	2/3—1/2
Bezpieczne mat. wybuchowe	1/2—2/3	1/2—1/3

Zależnie od ładowania dla nabołów o średnicy 30 mm — wynosi średnica otworu:

	Dla prochu	Dla dynamitu
	milimetrów	
Przy głębokości otworu miners. 30—35 cm	30	35
„ „ „ „ 50—70 cm	40	35
„ „ „ „ 70—130 cm	55—60	40—55

W otworach za głębokich włom jest płytki, w krótkich otworach następuje silne skruszenie z równocześnie dużym rozrzuceniem skruszonych części. Przy małej wielkości V — czyli przy małej „pięćce“, strzał jest głośny, przy za dużej ledwo słyszalny, głęboki i głuchy. W wielu wypadkach dla określenia wielkości ładunku opłaca się zastosować strzały próbne. Dane przybliżone podaje tablica XI.

Wielkość ładunku „L“ — da się wyliczyć w przybliżeniu (w kg na strzał) z wzoru $L = k \cdot h^3$. Wartość „k“ dla różnych skamielin podaje tablica XII — zaś „h“ jest głębokością otworu wiertniczego liczoną od powierzchni i nazywa się promieniem skutecznym lub promieniem działania skutecznego.

TABLICA XI

Klasa gruntu wg Tab. IX	III	IV	V	VI	VII
Otwór minerski należy wykonać przy pomocy	1 robot. Świder uderzeniowy \varnothing 36 mm dla naboł. dynam. \varnothing 25 mm lub \varnothing 30 mm	1-2 rob. Świder uderzeniowy lub młot pneumatyczny	2-3 rob. główń. wiercenie mechaniczne — młot pneumat. — min. 18 kg	Jak klasa V	Jak klasa V
Potrzebna głęb. otworu minerskiego na 1 m ³ skamieliny	m 0,40—0,60	m 0,50—0,80	0,80—1,5 m (0,2—0,8)	1,5—2,5 (0,5—1,50)	2,5—5,0 (1—2,10)
Wielkość wierc. na 1 godz. pracy przy wierc. ręcznym w cm ³ , odpowiada głębokości otworu o \varnothing 36—25 mm	5800—3800 600—400 cm	4800—3800 500—400 cm	160—120 32—24 cm	100—60 20—12 cm	50—30 10—6 cm
Zużycie czasu pracy na 1 m ³ skały przy użyciu świdermłota mech.	—	—	godzin 2—3	godzin 3—5	godzin 3—5
Zapotrzebowanie mat. wyb. a) przy użyciu żelat. saletry amon. kg/m ³ skamieliny b) Przy użyciu dynamitu kg/m ³ skamieliny	0,05—0,01 —	0,1—0,15 —	0,15—0,20 0,04—0,10	0,2—0,25 0,12—0,16	0,30—0,45 0,2—0,3
Zużycie spłonek na 1 m ³ skamieliny	—	—	szt. 0,4 m 0,5	0,6 0,7	0,6 1,0
Koszta ostrz. dłut na 1 m głęb. wierc. otworu w ułamku g. pr.	1/5—1/4	1/4	1/4—1/3	1/3—1/2	1/2—3/4

Roboty ziemne 3

TABLICA XII

	Wartość K	
	dla prochu	dla dynamitu
Skały twarde	0,65—0,80	0,15—0,25
Skały miększe	0,40—0,60	0,10—0,15
Inne gatunki	0,25—0,40	0,08—0,10

Przez oddanie strzału próbnego wyliczono k — dla ładunku $L = 5$ kg Donaritu w twardej skale, przy głębokości załadowania $h = 3$ m — $k = \frac{5}{33} = 0,185$.

Masę przeznaczoną do wysadzania oblicza się przez pomnożenie „piętki” — tj. wielkości „V” przez wysokość ściany i szerokość frontu masy przeznaczonej do wysadzenia. W naszym wypadku $V = 3$ m, wysokość ściany 4 m i szerokość frontu 6 m. $3 \times 4 \times 6 = 72$ m³ skały. Przy 5 kg ładunku Donaritu, przypada więc na 1 m³ skały $5/72 = 70$ g.

e) Koszta pracy wiercenia i wysadzania. Z tablicy XIII i XIV widać, że wiercenie maszynowe jest prawie o połowę tańsze od pracy ręcznej.

Pojedyncze bloki skalne lub głazy morenowe wysadza się ładunkami w wiążkach, podkładowymi lub nakładowymi, na wysadzony obiekt (rys. 23). Zapotrzebowanie wynosi 200—500 g materiału wybuchowego na 1 m³ skamieliny. Ważnym jest dokładne uszczelnienie otworu minerskiego przybitką, najlepiej z gliny. Głazy morenowe, ponad 1 m³ duże, zamiast ładunkiem w wiążkę lepiej strzelać ze środka.

Przy strzelaniu korzeni drzew należy rozróżnić korzenie pionowe, tj. te które głęboko wrastają i korzenie poziome, długie — rozprzestrzenione. Korzenie pionowe strzelać wiązką przyłożonych na nie nabojęw, poziome wiązką podłożonych nabojęw.

Dla sosny i świerka bierze się około 100 g materiału wybuchowego na 10 cm średnicy przekroju korzenia (w ziemi lekko więcej).

Buk i dąb wysadza się ładunkami możliwie głęboko i szczerlnie przymocowanymi do korzeni pionowych. W tym wypadku zapotrzebowanie materiału wybuchowego wynosi 150 g na 10 cm średnicy przekroju korzenia.

Ładunki prochowe muszą być 2,5 do 3 razy większe niż podane wyżej wartości dla ładunków dynamitowych. Pamiętać o silnie ubitej przybitce i o tym, że w gruntach wilgotnych w ogóle prochu używać nie można.

TABLICA XIII

Koszta wiercenia otworów minerskich

Klasa gruntu	Na głębokość otworu minerskiego w m	W/g wynagrodzenia za pracę	Koszta ostrzenia świrdrów		Koszta materiałów wybuchowych (łącznie ze spłonkami i lontem)
			na 1 m głębok. wierc.	na 1 m ³ skały	
V	0,2	0,4—1,6 godziny pracy минера średnio 1,0 godz.	0,5 g.	0,1 g.	0,05—0,15 kg/m ³ średnio 0,10 kg/m ³
VI	0,5	3—6 godzin pracy минера średnio 4,5 godz.	0,75 g.	0,38 g.	0,15—0,3 kg/m ³ średnio 0,25 kg/m ³
VII	1,0	8—16 godzin pracy minera średnio 12 godz.	1,0 g.	0,6 g.	0,3—2,5 kg/m ³ średnio 1,4 kg/m ³

TABLICA XIV

Koszta wiercenia maszynowego, łącznie z obsługą kompresora

Klasa gruntu	Koszt 1 godz. ruchu	Wydajność na 1 godz.	Koszt 1 m drążenia otworu minerskiego	Koszt na 1 m ³ macierzystej skały
V	około 5 godz. pracy minera	6 m otworu m.	około 0,8 godz. pracy minera	około 2 godz. pracy minera
VI	jak wyżej	3 m „	około 1,6 g.	około 0,8 g.
VII	„ „	1 m „	„ 5,0 g.	„ 5,0 g.

Zdarza się, że strzał „wykipi” — (najczęściej przy ładunkach dynamitowych) tj. zamiast wybuchu dostajemy z otworu minerskiego przerywany i syczący płomień. Przyczyny tego mogą być następujące: albo za słabe spłonki, albo też lont ucierpiał pod działaniem wilgoci. Dalej lont wprowadzono za płytko do spłonki, albo zapomniano w ogóle o zało-

zeniu spłonek, bądź też przybitka ubita za słabo, w końcu materiał wybuchowy był zamrożony lub wilgotny.

Przy ładunkach prochowych „wykipienie” jest tylko wtedy możliwe, gdy lont ma uszkodzoną ścieżkę prochową dokładnie w punkcie wejścia w nabój, lub też jest wilgotny — albo jeżeli proch naboju jest mokry.

Niewypały — są to ładunki, które ani nie eksplodują ani nie „wykipią”. Przyczyną niewypałów jest najczęściej lont stary albo wilgotny lub też uszkodzony przez kamienie spadające po sąsiednim wybuchu. Może również zdarzyć się, że lont jest w stanie nieuszkodzonym, lecz podczas ubijania przybitki został przypadkiem wyciągnięty z naboju, tak że płomień palącej się ścieżki prochowej nie mógł osiągnąć naboju. Po każdym strzelaniu należy odszukać niewypały. Nie wolno ich ani porzucić w otworze ani wyskrobywać. Należy je unieszkodliwić przez oddanie strzału sąsiedniego, którego otwór winien być tak skierowany, by nie trafił przy wierceniu na niewypalony ładunek.

Niewypały prochowe należy zatopić przez zalanie wodą. Niewypały dynamitowe mogą być również wystrzelone przypadkiem razem z blokiem skalnym. Dlatego też przy odwózce wystrzelonych odłamków skalnych, należy uważać, by przez uderzenie np. łopata lub oskardem nie wywołać wybuchu.

III. PRZEWOŻENIE ZIEMI

A. Sprzęt i środki transportowe

1. Taczki — budowane z drzewa lub żelazne. Dla robót ziemnych najpraktyczniejsze są ze skrzynią, o pojemności 0,06 m³. Koło taczek nie powinno być za małe, u taczek drewnianych średnica koła 40—45 cm, u żelaznych 35—45 cm. Szerokości obręczy 4,5—5 cm. Szkielet taczek drewnianych jest zbudowany zwykle z drzewa twardego, skrzynia zaś — z miękkiego. Taczki żelazne winny mieć skrzynie z blachy grubej co najmniej 1,5—2 mm.

Wadą taczek żelaznych, w porównaniu z drewnianymi, jest ich ciężar, jak również to, że łatwo się niszczą i obłuzowują. Ciężar taczek drewnianych 35—40 kg, żelaznych 40—60 kg. Konserwacja taczek: po zakończeniu pracy taczki dokładnie wyczyścić, poprawić ewentualne uszkodzenia, szczególnie w osi koła; nowe taczki drewniane zapuścić karboliną, taczki żelazne zapuścić naftą dla ochrony przed rdzą, smarować osie kół.

Ładowanie taczki. Ciężar rozłożyć równomiernie, w okolicy koła (ponad kołem) narzucić więcej ciężaru. Taczki po naładowaniu dźwignąć, utrzymując ciało w pozycji prostej, nie pochylać ciała wprzód — taczki popychać, a nie ciągnąć. Nie wolno opróżniać taczek wysypując materiał przez koło do przodu, lecz przechylając je na bok, przy pomocy wyprostowanych ramion.

R u c h. Przewozić taczkami wyłącznie na podkładach z desek 20—30 cm szerokich, 4—6 cm grubych. Deski zaopatrzyć na czole i na

brzegach w okucie z taśmy żelaznej, by zapobiec odłupywaniu uderzeniami kół taczek. Deski ułożyć tak, by tor na całej długości przylegał do ziemi, a nie ślizgał lub podnosił się do góry pod naciskiem taczek. Lepszą od układania końcami jednej deski na drugą na długości zwykle 20 cm jest budowa połączeń płaskich na podkładkach, do których przybija się deski góra, czołami do siebie. Tor dla taczek utrzymywać w stanie możliwie czystym, usuwając materiał rozsypywany podczas przewożenia.

2. Kolejki robocze dla transportu ziemi (wywrotki). Dla transportu ręcznego (popychanie wózków następuje przy użyciu ludzkiej siły roboczej) stosujemy wózki kolebkowe z blachy stalowej o pojemności 0,5—1,0 m³. Odległość transportowa nie powinna wówczas przekraczać 500 m. Dla kolejek o pociągu konnym lub lekkich lokomotywek (odległość transportowa do 1 km), używać należy wózków o pojemności od 1—1,5 m³, dla pociągu zaś o lokomotywach ciężkich używać wózków skrzyniowych o pojemności 1,5—5 m³. Ładowność lub pojemność wózka jest to ta ilość sypkiego materiału, jaka wypełni wózek do linii poziomej, poprowadzonej od najwyższego punktu ściany czołowej, do takiego samego punktu ściany tylnej.

Każdy tabor do przewożenia winien dawać możliwość szybkiego i niekosztownego załadowania jak i wyładowania. Stąd też należy w miarę możliwości unikać stosowania zwykłych wózków, wozów gospodarskich (duża wysokość ładowania), jak też i otwartych wagonów-platform z bokami odrzucanymi, wymagają one bowiem dużo robocizny i czasu na załadowanie i wyładowanie. Dlatego też najwięcej rozpowszechnionym typem wózka do transportu ziemi jest dziś tzw. wózek kolebkowy lub inaczej wywrotka o pojemności 1,5 m³.

Wyładowuje się ją przez pochylenie pudła (koleby) bez większego wysiłku i w krótkim czasie.

Wywrotka składa się z podwozia z dwoma zestawami kół i koleby. Odstęp osi zestawów kół powinien być niewielki, dla lepszego pokonywania krzywizn toru kolejki.

Ciężar naładowanej koleby przeniesiony jest na łożyska osi kół wywrotki. Na łożyskach spoczywa rama szkieletu podwozia, zbudowana z żelaza. Ramie usztywnia belka podłużna i jedna lub więcej belek poprzecznych. Do belki poprzecznej przymocowane jest po obu stronach żelazo kątowe, służące do opierania drążka hamującego. W środku na ramie, na stronie czołowej, jest kaptur zderzakowy z uchem, hakiem lub z łańcuchem do łączenia wózków. Na zasadniczej ramie jezdnej spoczywa pionowy szkielet, podtrzymujący zawieszoną na nim na osi podłużnej kolebę, z dwiema dźwigniami na przodzie i w tyle koleby, mającymi za zadanie spięcie naładowanej koleby z podwoziem. Dźwignie te, po ich otwarciu (przez podniesienie w górę), umożliwiają przechylenie koleby. Jeśli dźwignia na ścianie czołowej ma swój punkt obrotu z prawej strony, a bolec zamykający z lewej, to wówczas dźwignia na ścianie tylnej winna zamykać odwrotnie, tj. powinna być zaczepiona

z lewej strony, bolec zamykający z prawej. Sama koleba winna być zbudowana z blachy stalowej, co najmniej 3 mm grubej (rys. 24 a, b, c). Inne dane podaje tablica XV.

TABLICA XV
Wywrotki najczęściej używane

Rozstaw torów w cm	Pojemność w m ³	Długość w m	Szerokość w m	Wysokość w m	Ciężar w kg	
					Bez hamulca	Z hamulcem
60	0,75	1,86	1,47	1,20	340	410
60	1,00	2,06	1,50	1,28	580	620
75	1,50	2,42	1,94	1,57	950	1050

Niekiedy wywrotki mogą być również obracane w kierunku poprzecznym na swożniu pionowym, co umożliwia wysypywanie ziemi na przedłużeniu nasypu.

Gdy nie mamy do dyspozycji wózków kolebowych, lecz tylko zwykle wózki-platformy, to możemy je przystosować do przewożenia ziemi, przez urządzenie pudeł drewnianych, przechylanych na boki. Używając tego rodzaju wózków do transportu, należy zwrócić szczególną uwagę na właściwe naładowanie, a mianowicie ciężar główny winien być możliwie skupiony nad punktem podparcia koleby.

Koła z twardej stali, odstęp możliwie nie większy niż 1 m. Haki lub pierścienie zamykające połączyć najlepiej przechodzącym przez nie drążkiem żelaznym. Wózki winny być zaopatrzone w zderzaki sprężynowe. Rama podwozia musi być odpowiednio silna. Podwozie drewniane jest wprawdzie tańsze i łatwiejsze tak do naprawy jak i do wymiany, jednak znacznie mniej trwałe od żelaznego. W odróżnieniu od wywrotek kolebowych, które mogą być przechylane w obydwie strony, wywrotka drewniana może być przechylana i opróżniana tylko na jedną stronę. Jeśli do przechylenia ciężkiej koleby o pojemności 5 m³ potrzeba 10 robotników, to ta sama ilość robotników nie potrafi przechylić tak pojemnej wywrotki drewnianej, przechylanej tylko w jedną stronę.

Przy pracy kopaczką, wózki o pojemności mniejszej niż 4 m³ mogłyby ograniczyć możliwość racjonalnego wykorzystania zdolności pracy kopaczki, a w każdym razie, szczególnie przy większych odległościach transportowych, zestawy wagoników musiałyby być nadmiernie długie, by usunąć i odtransportować materiał dobyty kopaczką. Stąd też w dożywaniu maszynowym nie należy używać wagoników o zdolności ładunkowej mniejszej niż 4 m³. W związku z dużym ciężarem pociągów zestawionych z wywrotek drewnianych należy zwrócić uwagę na to, by w zestawie znajdowała się dostateczna ilość wagoników zaopatrzonych

w silnie działające i nieuszkodzone urządzenia hamulcowe. Najmniej 10% zestawu powinno posiadać hamulce (hamulce blokowe).

Łożyska kół powinny być wysunięte na zewnątrz ramy podwozia, co ułatwia kontrolę i smarowanie. Przy wagonikach większych typów zarządzić stałe smarowanie osi w podanych z góry odstępach czasu.

Skrzynie wózków umieszczone są albo na wale drewnianym lub, przy większych typach wywrotek, na 3 łożyskach obrotowych. Kąt pionowy przechylenia pudła leży między 45—60°. Podłoga skrzyni zbudowana jest zwykle z desek dębowych 5 cm grubych, ściany boczne-pionowe z desek sosnowych. Nowsze typy wywrotek o 5,3 m³ pojemności zaopatrzone są w sprężyny spiralne, ułatwiające przechylenie pudła.

Istnieją również wywrotki zaopatrzone w urządzenia do samoczynnego wyładowywania. Wyładowywane są zwykle na boki, posiadają podłogę o przekroju wklęsłym-siodłowym i obrotowe zasuw boczne. Dają bardzo dużą oszczędność pracy i kosztów, do ich bowiem wyładowania w czasie 20—30 sekund potrzeba tylko 2 ludzi obsługi. Szczególnie godne polecenia są wywrotki tego typu, w którym punkty obrotu zasuw leżą dość wysoko i nie są zasypywane spadającą masą materiału; pozwalają one na dość odległe wyładowanie (w kierunku poprzecznym), co umożliwia z kolei łatwe przesuwanie wagonika podczas wyładowywania.

Utrzymanie parku wagoników. Smarować dobrze łożyska, łańcuchy do łączenia wagoników, hamulce utrzymywać stale w możliwie dobrym stanie. Dbać o blachę koleby i części podwozia, ewentualne uszkodzenia natychmiast naprawiać. Wymieniać wyjeżdżone obrzeża kół. Zapobiegać rdzewieniu wózków przez częste mycie naftą, czyścić wózki dokładnie po każdej pracy z resztek materiału. Po zakończeniu pracy przechylić kolebę, by zapobiec gromadzeniu się w niej wody deszczowej.

3. Maszyny pociągowe. O wyborze maszyny do pociągu wózków decyduje długość zestawów transportowych, ich ciężar i warunki miejscowe.

a. Lokomotywy parowe (Tabl. XVII). Najczęściej używa się dwuosiowych lokomotyw z tendrem. Zależnie od mocy lokomotyw i pojemności wagoników rozróżnia się tzw. „ruch mały“ — gdzie w grę wchodzi lokomotywy od 20—40 KM mocy i wagoniki o pojemności 1—1,5 m³ i „ruch ciężki“ z lokomotywami do 200 KM mocy i wagonikami o pojemności od 1—5,3 m³.

Kotły lokomotyw mają dużą powierzchnię ogrzewania i parowania dla uzyskania wysokiego ciśnienia pary — do 14 ata.

Niskie położenie środka ciężkości i szerokie obręcz kół są najpraktyczniejsze z uwagi na liche często stan torów i prymitywne ich ułożenie, do którego zmuszają nas warunki terenowe. Obsługa i konserwacja lokomotywy powinna być prosta i łatwa. Urządzenia hamujące działające bez zarzutu,

Na 1 tonę ciężaru zestawu (pociągu) opór na krzywiznach o promieniu r w m wynosi:

$$\begin{aligned} \text{Dla rozstawu szyn 900 mm} & - \frac{400}{r-16} \text{ w kg/t ciężaru pociągu} \\ \text{" " " 750 " } & - \frac{300}{r-10} \text{ " " " } \\ \text{" " " 600 " } & - \frac{200}{r-5} \text{ " " " } \end{aligned}$$

Z podanego poniżej wzoru da się obliczyć całkowity opór W pociągu transportującego, tj. najmniejsza siła pociągowa lokomotywy S_{pl} dla pociągu transportującego, o łącznym ciężarze naładowanych wagoników G_w w t i ciężarze własnym lokomotywy G_l w t. Np. dla rozstawu szyn — 750 mm:

$$S_{pl} = W = G_l \cdot 10 + G_w \cdot 6 + \frac{G_l + G_w}{S} \cdot 1000 + (G_l + G_w) \cdot \frac{300}{r-10}$$

„S” oznacza w tym wzorze największy spadek torów na drodze transportu. Średnia szybkość jazdy lokomotywy (średnia z ruchu z obciążeniem i bez obciążenia) o mocy 20—50 KM wynosi 7 km/godz., dla lokomotywy 160—200 KM mocy można ją przyjąć na 14 km/godz. Dla transportów krótkich, do 3 km, należy użyć raczej lokomotywy o mocy 80 KM, dla odległości większych lokomotyw od 160—200 KM mocy.

b. Silniki o napędzie naftowym, benzynowym i benzolowym. W dzisiejszym budownictwie drogowym używane są tego rodzaju maszyny o mocy do 150 KM i więcej. W odróżnieniu od lokomotyw parowych mają wiele dobrych stron — między innymi są stale gotowe do ruchu, nie dają dymu, odpada konieczność przygotowania dużych zapasów węgla i wody, w przerwach pracy odpada koszt materiału pędnego, do ich prowadzenia nie potrzeba egzaminowanego maszynisty.

Tablica XVI*) (str. 50) podaje dane orientacyjne dopuszczalnych brutto obciążeń dla lokomotyw na ropę — Diesla.

Lokomotywy parowe od 40—160 KM mocy są aż do pewnej granicy „elastyczne” tzn., że lokomotywa sama dostosowuje swą siłę pociągową do zmian w obciążeniu bez współudziału kierowcy parowozu. Tę własność lokomotywy osiąga się u lokomotywek o napędzie Diesla przez zastosowania odpowiednich transmisji, przenoszących moment obrotu motoru napędowego na koła lokomotywki.

Przy transmisjach złożonych z kół o różnej średnicy, buduje się zmiany biegów (skrzynki biegów) tak, by zmiany szybkości jazdy następowały łagodnie, nie dając szarpnięć. Lokomotywki Diesla średniej wiel-

*] Tablicę XVI należy czytać w następujący sposób: lokomotywa o ciężarze własnym np. 7 ton i mocy silnika 24 KM przy szybkości 3 km/godz. na wzniesieniu 40‰ może ciągnąć 23 tony ciężaru brutto. Ta sama lokomotywa poruszająca się jednak z szybkością 8,7 km/godz. może na wzniesieniu 10‰ uciągnąć tylko 19,5 tony.

TABLICA XVI

Najwyższe obciążenie w tonach (brutto) dla lokomotyw o napędzie Diesla (opory ruchu 12 kg/1 t ciężaru ciągniętego po poziomie)

Moc silnika lokomotywy	24 KM		40 KM		75 KM		24 KM		40 KM		75 KM		
	4,6 t	7 t	7 t	9 t	10 t	12 t	4,6 t	7 t	7 t	9 t	10 t	12 t	
Ciężar lokomotywy G_l													
Szybkość jazdy w km/godz.	3	3	3,3	3,3	4	4	5,2	5,2	6	6	7	7	
Wzniesienie	1 : ∞	75	125	130	166	235	277	75	73	108	106	213	211
	5‰	52	86	90	115	153	181	52	50	74	72	138	136
	10‰	39	65	68	87	113	133	39	37	56	54	101	99
	20‰	25	42	45	57	72	85	25	23	36	34	64	62
	40‰	14	23	25	32	39	46	14	11	20	18	35	33
	50‰	11	18,5	20	25	31	35	11	8,5	15	13	27	25
Szybkość jazdy w km/godz.	8,7	8,7	10,5	10,5	11	11	15,5	15,5	17,5	17,5	17	17	
Wzniesienie	1 : ∞	44	42	58	56	129	127	22	20	32	30	81	79
	5‰	29	27	39	37	82	80	14	12	21	19	51	49
	10‰	22	19,5	29	27	59	57	10	8	14	12	36	34
	20‰	13,5	11	17	15	36	34	5,5	3	8	6	20	18
	40‰	6,5	4	8	6	18	16	1,6	—	2	—	8	6
	50‰	6,5	2,5	6	4	13	11	—	—	—	—	5	3

kości posiadają 4 biegi, tj. cztery możliwości zmian szybkości ruchu, odwrotnie proporcjonalnych do siły pociągowej maszyny.

Lokomotywy Diesla powyżej 150 KM otrzymują napędy specjalne, pozwalające na jazdę bez szarpnięć i szybkie (aż do pewnej granicy) uzyskanie pełnej szybkości jazdy. Tablica XVII podaje dane dla lokomotyw Diesla o napędzie kołowym, typ 4 D i 6 D — fabrykatu niemieckiego.

c. Transport maszynami terenowymi. Transport tego rodzaju, przy pomocy ciągników na gąsienicach, wprowadza się najczęściej tam, gdzie, jak np. w terenie górzystym przy budowie dróg itp. spadek drogi transportu jest większy od 8—10%, jak również tam, gdzie ciągników używa się w ogóle dla innych prac; np. drogi leśne dla przemysłu drzewnego itp. Mimo stosunkowo dużych wydatków na naprawę gąsienic itp. transport terenowy może się lepiej opłacić niż transport na szynach, gdzie odległość transportowa nie jest zbyt duża i gdzie warunki terenowe nie są zbyt dogodne dla przewozu na szynach. Transport terenowy pozwala na szybkie wykonanie robót ziemnych.

Jako jeden z najekonomiczniejszych typów należy wymienić ciągniki na gąsienicach „Famo“ o mocy 60—65 KM lub 100 KM. Ciągniki tego typu zaopatrzone są:

- 1) w pomost do odbierania i transportu materiału,
- 2) w gąsienice wyrównujące i ugniatające; mogą one również same pracować jako wagon transportujący. Opróżnienie z materiału w tym ostatnim wypadku następuje przez otwarcie klap dennych.

Taśma gąsienicowa ciągnika „Famo“ zawieszona jest na pojedynczo resorowanych rolkach napędowych, wbudowanych w mocne skrzynki rolkowe. Duża średnica rolek zapewnia dobre warunki jazdy nawet w ciężkich warunkach pracy, jak również zapobiega nadmiernemu zużyciu łańcuchów gąsienic. Główne koła napędowe gąsienic leżą w przedniej części skrzynki rolek napędowych, umieszczone na znajdującej się w środku każdej z nich sprężynie spiralnej (zderzakowej). Człony gąsienic mają dużą powierzchnię jezdnią; prócz tego każdy z nich zaopatrzony jest na zewnątrz, na tylnych brzegach, w wystające żebro chwytnie, dla umożliwienia i ułatwienia działania dużej siły pociągowej, dochodzącej do 8,5 t. Ciągnik o 100 KM mocy waży 8,5 t i posiada 6-cylindrowy motor benzynowy.

Utrzymanie maszyny. Uszkodzeniom łożysk zapobiegać przez częste i obfite oliwienie. Czyścić i kontrolować maszynę możliwie często i dokładnie.

Przeciekaniu rur, wywołanemu najczęściej przez to, że lokomotywa parowa ma za mało wody, co z kolei wywołuje nieszczelność kotła i rur, zapobiegać należy przez dostateczne napełnienie kotła wodą nie osadzającą kamienia. Przynajmniej raz w tygodniu kocioł dokładnie wymyć. Kontrolować i podciągać łańcuchy czy pasy hamulcowe.

Z palenisk ognia nie należy nagle usuwać, kocioł winien powoli stygnąć. Tak samo całą maszynę wolno dopiero wówczas zmywać zimną wodą, jeśli już zupełnie wystygła.

TABLICA XVII
Obciążenia brutto dla lokomotyw parowych

KM	Możliwy do transportu ciężar brutto bez ciężaru własnego lokomotywy w t na prostej o spadku							Szybkość przy tej wydajności w km/godz.	Najmniejszy prom. łuków dla toru kolejki w m	Nadaje się dla rozstawu torów w cm	Rozstaw osi w cm	Ciężar lokomot. w t	
	0%	2%	5%	10%	20%	30%	40%					50%	prócz-nej
20	126	90	60	40	20	13	8	6	6,5—8	60	120	4,7	5,8
40	206	150	110	73	41	27	19	14	8,5—10		140	6,2	7,7
60	300	220	158	105	61	41	30	23	8,5—10	60—75	160	8,4	10,6
80	380	280	200	134	78	52	38	29	8,7—10,5		160	9,8	12,5
100	445	230	235	158	92	62	45	34	9,5—11	75—90	160	10,5	13,5
125	514	380	272	180	105	70	50	38			160	14,0	17,0
160	590	435	312	208	120	80	58	44	11—15	90 i więcej	180	15,0	18,0
200	660	490	352	235	135	92	68	52			180—200	18,0	21,5

Tablicę tę obliczono dla oporów ruchu na prostej poziomej, wynoszących dla lokomotywy 10 kg/tonę i wagoników 6 kg/t.

Najważniejszym czynnikiem w pielęgnowaniu maszyny jest skrupulatne utrzymywanie jej w czystości.

Docierając nowe maszyny, przestrzegać ściśle przepisów firmy dostawiającej, zwracać uwagę na przepisowe zmiany oliwienia. Filtry często czyścić, a zużyte części motoru lub maszyny na czas zastępować nowymi. Wymieniać natychmiast zauważone braki w częściach uszczelniających motoru czy przewodów. Jako materiał uszczelniający dla wody można używać gumy; pamiętać przy tym, że nie nadaje się ona do uszczelniania przewodów prowadzących materiał spalinowy. Tutaj należy stosować papier powlekany szlakiem, azbest itp.

Nie zapominać o wypuszczeniu wody z chłodnicy podczas okresów mroźnych, w ogóle stosować się jak najdokładniej do przepisów utrzymania i obsługi maszyny, dołączonych do niej przez fabrykę.

TABLICA XVIII

Dane orientacyjne dla lokomotyw z motorem Diesla
Typ 4D i 6D

Ciężar lokomot. naładowanej mat. pędnym (ciężar podczas pracy) w t	Nacisk na oś w t	Rozstaw torów w mm	Zużycie mat. pędnych w g przy pełnym obciążeniu na KM/godz.	Zużycie olejów smarowanych w g przy pełnym obciążeniu na KM/godz.	Najwyższa szybkość jazdy KM/godz.
16,5	5,5	600-700	155	5	20
22	11,0	900-1067	195	5	35

4. Kolejki robocze. Zasady budowy wierzchniej. Nie należy stosować zbyt słabego profilu szyn, ponieważ tylko rzadko będziemy mieli do dyspozycji dostateczną ilość materiału w dobrej jakości do budowy podłoża. Za słaba budowa wierzchnia prowadzi często, szczególnie w okresach niepogody, do licznych wykolejeń i przerw w ruchu. Wywołane tym szkody pieniężne są dużo wyższe od różnicy w cenach szyn o profilu słabszym od szyn mocniejszych.

Stąd też przy użyciu wywrotek kolebowych, popychanych ręcznie używać szyn o najmniejszym profilu 8 kg/m, przy ruchu lekkim (o lokomotywach lekkich) około 15 kg/m, ruch ciężki wymaga profilu możliwie nie niżej 25 kg/m.

Oznaczając przez W w cm^3 moment oporu szyny, a przez P w kg największy nacisk kół $= 1/4$ ciężaru pracującej lokomotywy, otrzymamy $W = 0,189 \times P \cdot \frac{80}{100}$ przy odległości progów (podkładów) $= 80 \text{ cm}$

Dla ekonomicznie racjonalnego transportu mas ziemnych szczególnie ważnym jest założenie dostatecznie ciężkiego i technicznie właściwego torowiska. Należy pamiętać, że zwrotnice nie powinny leżeć w większych spadkach; należy je kłaść możliwie poziomo.

Używając kolejek o pociągu ręcznym lub konnym używać rozstawu szyn 600—750 mm, przy napędzie mechanicznym (lokomotywy) — pracować możliwie na rozstawie 900 mm. Przy transportach na mniejsze odległości (pociąg konny lub ręczny) lżejszymi wózkami kolebowymi, stosuje się tory kolejek polowych w przesłach z żelaznymi progami. Dla trakcji (pociągu) mechanicznej, wózkami ponad 1 m^3 pojemności, należy stosować szyny łączone łukami (łazami), przymocowane śrubami do progów (podkładów) drewnianych.

a. Szyny na progach żelaznych. Układa się je zwykle bezpośrednio na gruncie nieco wyrównanym. Stąd to budowa torowiska jest prosta i tania, a przełożenia nie wymagają zbyt dużo czasu. Dla trakcji ręcznej lub konnej stosuje się najmniejszy promień krzywizny torów 12 m, dla trakcji mechanicznej 20 m. Największy spadek wynosi dla trakcji ręcznej 2%, dla pociągu konnego 6%, dla pociągu mechanicznego 7%.

Wytwarzając oś torowiska nie należy zapominać o tym, że torowisko ma być szersze od rozstawu szyn o 1 m, tj. 50 cm od każdej szyny w prawo i w lewo. Przygotowanie terenu do położenia torów winno objąć wyrównanie większych nierówności, wyrównanie spadków i położenie mostków nad rowami itp., jak również wykopanie rynien dla wody deszczowej w miejscach, gdzie mogłaby ona wywoływać zamakanie lub inne uszkodzenia torowiska. Układanie szyn odbywa się w ten sposób, że na wózki-platformy ładuje się poszczególne ramy jedną na drugą, po czym przewozi się je aż na koniec zbudowanej trasy. Tam wyładowuje się je z platform, ześlizgując je na podłożonych skośnie ramach i układa dalej. Długość ramy dla szyn o wysokości 70 mm i rozstawie 60 cm wynosi 5 m, ciężar jej waha się od 130—150 kg zależnie od rodzaju progów stalowych, do których szyny są przymocowywane w odstępach 90 cm, przy pomocy śrub i łapek (rys. 25). Na każdy próg stalowy i szynę używać do przymocowania dwu łapek i dwu śrub. Ramy łączą między sobą przy pomocy laszy (łubek) i 2 śrub z każdej strony złącza. Łuki buduje się ze specjalnych ram dla krzywizn.

Układanie ram odbywa się w ten sposób, że robotnicy podnoszą ramę z ziemi lub z podstawionych kobyłek, względnie kłoców, kładą ją na ziemi w przedłużeniu ramy poprzedniej, sprawdzając prętem żelaznym otwory w szynach ramy dopiero co położonej, do pokrycia się z otworami na śruby w łubce, przekręconej niezupełnie do końca ramy poprzedzającej. Do pokrywających się otworów wprowadzić śruby od wewnątrz ramy na zewnątrz i przykręcić nakrętki.

Sprawdzić ułożenie tj. odstępów progów, zwolnić nakrętki śrub łapek i dobrać próg do właściwego położenia i odstepu od progu poprzedzającego. Odstęp ten przy złączach ram wynosi 50 cm, normalnie 90—100 cm, w ramach specjalnych na krzywizny mniej lub więcej. W końcu

sprawdzić czy szyny ułożone zgodnie z osią na prostych i łukach, jak również i w przewidzianym spadku.

Progi muszą leżeć całą swoją powierzchnią na gruncie. Prostowanie lub nasuwanie ramy wykonywa się przy pomocy łomu żelaznego lub drewnianego draża, podsuwanego pod ramę.

Podniesienie szyny zewnętrznej na łukach (najwyżej do 10 cm różnicy wysokości), dla uzyskania przechyłki, uzyskuje się przez podbijanie materiałem podkładowym na całej długości łuku.

Ramy zwrotnic należy dokładnie i szczelnie podłożyć w kierunku poziomym na całej długości. Koniec torów zamykać gotowymi rampami żelaznymi lub też skrzyżowanymi belkami drewnianymi, odpowiednio mocno podpartymi i zamykającymi tor na całej szerokości.

b. Szyny na progach drewnianych. Wytyczyć palikami oś torów, następnie po śladzie przyszłych torów ułożyć łąty drewniane łączone gwoździami, w odległości połowy długości progów, licząc od środka wytyczonej osi. Na łątach ułożonych wzdłuż oznaczyć kolorowym ołówkiem odstęp progów między sobą. Rozdzielić progi na całej długości torowiska i ułożyć szyny przy pomocy łąty do wyznaczenia rozstawu (rys. 26). (Długość łąty = rozstawowi torów). Łączyć części szyn z pomocą łubek (laszy) dopiero po ich dokładnym ułożeniu na podkładach. Śruby, przytrzymujące łubki, wkręcać od zewnątrz do wewnątrz, w odróżnieniu od łączenia torów ramowych, gdzie wkręca się je od wewnątrz na zewnątrz. Przy układaniu, szynę dopiero co położoną, dobić do szyny już leżącej i sprawdzić prętami, czy otwory w łubce (laszy) schodzą się z otworami w szynach.

Jako fugę dylatacyjną (odstęp między szynami dla zmian długości szyny pod wpływem temperatury) zostawia się odcinek o długości 5 mm. Większe fugi są nieodpowiednie z uwagi na szkodliwe wpływy uderzenia kół wózków.

W końcu przyśrubowuje się lekko łubki, kontroluje się położenie i odstęp progów i tam gdzie zachodzi potrzeba, podbija się je i przybija do nich szyny przy pomocy łapek. Przybijanie odbywa się w następujący sposób: jeden robotnik podnosi próg przy pomocy drażka do góry i przyciska go do szyny, tak jednak, by nie podnieść samej szyny. Drugi robotnik wkłada gwoździe w łapkę pionowo, uważając by trzon gwoździa dotykał stopy szyny, a trzeci przybija go ostrożnie, by nie zepchnął przy przybijaniu szyny z jej kierunku. Aby uniknąć rozłupania progu, wbijając gwoździe nie naprzeciw siebie (rys. 27). Zależnie od podłoża rozróżnia się złącza stałe lub ruchome; przy złym podłożu stosujemy złącza stałe. Przy złączu ruchomym lasza (łubka) leży między dwoma progami oddalonymi od siebie około 50 cm, przy złączu stałym progi leżą tuż obok siebie, tj. lasza jest na obu końcach podparta jednym z progów.

Wymiary progów drewnianych są następujące:

Rozstaw 60 cm,	dług. prog. 1-1,3 m,	szer. prog. 13-16 cm,	grub. 9-11 cm
" 75 cm,	" " 1,4-1,6 "	" " 16-18 "	" 11-12 "
" 90 cm,	" " 1,7-2,0 "	" " 18-22 "	" 14-16 "

Na łukach przy przybijanych szynach złącza nie powinny leżeć naprzeciw siebie, by zapobiec wybiciu krawędzi przez uderzenie kół (rys. 28). Najpierw przybija się progi na złączach, w drugiej kolejności progi następne. W końcu sprawdza się i naprowadza szyny tak w płaszczyźnie poziomej jak i pionowej. Na krzywiznach nie zapomnieć o poszerzeniu rozstawu (max. 43 cm) i przechyłce zewnętrznej szyny (max. 10 cm). Wskutek tego, że zewnętrzna szyna łuku będzie dłuższa, powstanie w nitce zewnętrznej luka w długości. Jeśli luka ta będzie większa niż 1,5 cm, należy ją wypełnić częścią dopasowującą. Np. dla promienia krzywizny = 30 cm luka, a co za tym idzie część dopasowująca wynosić będzie ca 10 cm.

Zwrotnice należy układać na podstawie dostarczonych rysunków roboczych, tyczyć dokładnie przy pomocy sznura. Zwrotnic obrotowych używać jedynie przy użyciu kolejek popychanych ręcznie. Długość progów pod zwrotnicami winna być tak duża, by ich końce wystawały wszędzie o 30 cm poza szyny.

Utrzymanie torów. Rozsunęcia jak również i przesunięcia szyn usuwać przez nadbijanie lub naprowadzanie. Rozluźnione śruby, gwoździe, łubki itp. dociągać i dobijać. Sprawdzać czy złącza są zawsze dobrze podłożone. Progi winny dobrze leżeć na gruncie. Tam gdzie tory uginają się zbyt pod naciskiem wózków, tam gdzie progi pod obciążeniem wykonują ruchy pionowe, powstaje pod nimi w czasie mokrej pogody lub w terenie wilgotnym pewien rodzaj próżni, ssącej wilgoć z otoczenia. Tory jak gdyby „pompują“ wodę; zapobiegać temu przez podbijanie progów, lub odwodnienie okolicy trasy najprostszymi rowkami. Często wystarczy przeprowadzenie rynny podłużnej między szynami pod progami kolejki. W ogóle zapobiegać zbieraniu się wody w okolicy lub na powierzchni trasy.

Szczególnie dobrze baczyć, by nie zdarzyło się, aby w tej samej nitce jedna szyna leżała wyżej w stosunku do następnej.

Powierzchnia kolejki, a szczególnie urządzenia zwrotnicze, muszą być stale utrzymywane w czystości, tj. wolne od rozsypanych materiałów transportowanego, lub ewentualnie innych zanieczyszczeń.

Iglice zwrotnic dobrze oliwić, dbać by dobrze przylegały do szyny macierzystej. Za daleko odsunięte odbojnice są bezużyteczne.

Narzędzia pomocnicze do utrzymania i budowy linii kolejek roboczych. Należy do nich zaliczyć: klucze do śrub różnych rodzajów i wymiarów, młotki do ubijania gwoździ, obcęgi różnych rodzajów łomy żelazne; drażki drewniane do dźwigania, podnoszenia, lub podważania; śruby i lasze (łubki) rezerwowe; progi rezerwowe; zapas gwoździ i łapek, części dopasowujące szyn; młoty lub bijaki drewniane do naprowadzania i dobijania szyn; latarnie, bańki na środki smarne, skład oliwy, węgla i materiałów pędnych, materiały do czyszczenia, stacja wodna (dla lokomotyw parowych), warsztat reperacyjny, windy i dźwigi, sprzęt do ładowania, węże do mycia kotła, łańcuchy, liny rezerwowe kłóców hamulcowych, remiza na lokomotywy i wagoniki, zapas kół dla wagoników itd. Na placu budowy nie powinny nigdy znaj-

dawać się tu i tam porzucane, lub pozostawione mniejsze narzędzia lub sprzęt. Należy je stale przechowywać i składać do odpowiednich skrzynek.

5) Transporty taśmowe. Zaopatrzone w taśmy pasowe lub wyciągowe, budowane są na podwoziu na kołach lub też są przenośne. Taśmy są napięte na bębny obracane przy pomocy silnika. Szybkość poruszania się taśmy (zwykle od 0,5—1 m szerokiej) wynosi najczęściej 1 m/sek.

Dla transportów na większe odległości można stosować transporty specjalne, będące połączeniem kilku taśm transportujących. Złącza w płaszczyźnie pionowej winny być przegubowe, dzięki czemu w pewnej mierze szereg połączonych taśm może się przystosować do terenu, w płaszczyźnie zaś poziomej złącza są sztywne, tak że taśma nie może przebiegać krzywo. Napęd z silnika za pośrednictwem bębnow.

Przenośne transportery, np. firmy Bleichart, składają się z poszczególnych taśm o długości 2,5—6 m. Ich waga, mimo dużej sztywności przyrządu, jest stosunkowo niewielka, tak że np. 6 m długi transporter jest tak lekki, że dwu ludzi może go przenieść bez trudu. Budowa i działanie poszczególnych taśm odbywa się bardzo szybko (dla długości do 40 m można zmontować transport w ciągu 10—15 min.).

B. Organizacja i wybór sposobów przewożenia

Najprostszą formą transportu jest przetrzucanie. Jednym ruchem łopaty można przetransportować ziemię na odległość do 4 m lub 2 m w soko. Pracując w ziemi lekkiej, nie przerośniętej, wyćwiczony robotnik może w ciągu 1 minuty wykonać 12 rzutów łopatą o pojemności 0,003 m³. Przerzucenie 1 m³ ziemi lekkiej jednak przerośniętej np. korzonkami, traw itp. wymaga 0,6 robotniko-godziny. W ziemiach sypkich, gdzie ładowanie łopaty nie jest zupełne, przetrzucenie 1 m³ wymaga średnio 0,2 robotniko-godziny. W ziemiach mokrych i ciężkich ilość potrzebnej czasu, zwiększa się o 15—20%.

1. Przewożenie taczkami. Ten sposób przewożenia stosowany jest najczęściej przy transportach poprzecznych na krótkie odległości do 50 m, dalej dla odległości do 150 m, jednak tam gdzie chodzi o małe ilości materiału, w końcu tam, gdzie brak miejsca lub zbyt duża spadki nie pozwalają na zbudowanie kolejki roboczej.

Tam, gdzie istnieje dostatecznie długie miejsce załadunku i wyładunku materiału, jak również przy większych odległościach transportowych — robotnicy wiodą taczki w kolumnie „gęstej” — w odstępach mniej więcej 3 m jeden za drugim, na miejscu zaś wyładunku dojeżdżają taczkami do siebie. W tym systemie pracy ci sami robotnicy odciągają materiał i ładują go na taczki. Powrót z miejsca wyładunku odbywa się znowu w kolumnie zamkniętej.

W odróżnieniu od opisanego wyżej systemu pracy, można zorganizować pracę w ten sposób, że jedna grupa robotników będzie odspajająca

i ładować, sam zaś transport i wyładowanie będzie powierzone drugiej grupie robotników.

W tym systemie pracy należy przewidzieć po 2 taczki na każdego robotnika przewidzianego do transportu. Podział na grupy robocze i organizacja jest wtedy właściwa, kiedy czas transportu, wyładunku i powrotu jest prawie równy lub niewiele dłuższy od czasu potrzebnego na odspojenie i naładowanie taczek. Dla uniknięcia zbytecznego zmęczenia grupy ładującej lub transportującej, należy w pewnych odstępach czasu zmieniać rodzaj pracy powierzanej poszczególnym zespołom robotników. Dla większych odległości transportowych położyć dwie podłogi, dla ruchu taczek naładowanych i próżnych.

Do 4% spadku szybkość ruchu wynosi średnio 0,8 m/sek., powyżej 4% transport taczkami jest niemożliwy, o ile do ich ciągnięcia nie doda się do taczek drugiego robotnika.

2. Przewożenie kolejkami roboczymi (wywrotki)

a. O sile pociągowej ręcznej. Prace rozpocząć od przypięcia łańcuchów łączących do ram podwozia wózków. Ładowanie rozpocząć dopiero wtedy, kiedy przez podłożenie drąga drewnianego w poprzek szyn lub specjalnych podpórek pod koła wywrotki, zabezpieczymy się przed stoczeniem się wywrotki podczas pracy ładowania. Sprawdzić czy koleba jest zamknięta na rygiel przedni i tylny.

Ładuje zwykle dwóch robotników, ustawionych przodem do siebie, w okolicy ściany frontowej i tylnej koleby. Najczęściej używa się koleb o pojemności $\frac{3}{4}$ m³. Odległość transportu winna leżeć w granicach od 50—300 m. Każdy wagonik 2 robotników popycha wyprostowanymi rękoma. W momencie ruszania z miejsca trzeba pomóc naciskiem ramion (podeprzeć ramionami). Podczas jazdy zachować 10-m odstęp między wagonikami. Na kolejkach pochyłych zaopatrzyć robotników w drągi do hamowania. Na wzniesieniach 2% potrzeba 3 robotników do popychania naładowanej wywrotki o pojemności $\frac{3}{4}$ m³, przy wzniesieniach powyżej 2% nie opłaca się używanie siły pociągowej ręcznej. Ładować wywrotki po brzegi koleby, lecz nie wyżej nich.

Wyładowując kolebę, postawić nogę na ramie podwozia i obydwoma rękami podnieść za brzeg górny koleby, popychając ją w kierunku miejsca wyładunku. Nie podnosić nigdy trzymając za hebel do zaryglowania koleby. Jak tylko koleba wychyli się dostatecznie, puścić jej brzeg i dokładnie wypróżnić kolebę, wygrzebując resztki materiału przy pomocy łopaty. Nie wolno opróżniać koleby uderzeniami łopaty lub innego ciężkiego przedmiotu po jej stronie zewnętrznej. Przy transportowaniu materiału lepkiego (mokrej gliny), poleca się wyłożenie wewnętrznych ścian koleby blachą aluminiową, do której materiał się nie przyklepia. Po wyładunku materiału i naprowadzeniu koleby w położenie normalne, zamknąć rygle usztywniające.

b) O pociągu konnym. Stosować wywrotki o pojemności koleb od 0,75—1 m³, zestawione w pociągi robocze. Ilość wagoników

Roboty ziemne 4

wchodzących w skład pociągu zależna jest od siły pociągowej zwierzęcia. Na kolejce poziomej średnio mocny koń ciągnie około 5 wywrotek o 0,75 m³ pojemności, lub 4 wywrotki o pojemności 1 m³ każda, na spadku 1%. 3 wywrotki po 0,75 m³ pojemności lub 2 po 1 m³, na spadku 2% — 2 wywrotki po 0,75 m³ lub 1 wywrotek o pojemności 1 m³, powyżej 3—4% już tylko 1 wagonik. Powyższe dane odnoszą się do ruchu stałego. Używanie do pociągu konia przy spadkach od około 6% jest nieekonomiczne.

Granice odległości transportowych leżą od 300—2000 m; unikają krzywizn torów o promieniu mniejszym od 10 m, szczególnie w spadkach. Przy jeździe po spadku w dół, ostatni wagonik pociągu musi być zaopatrzone w dobrze działający hamulec. Koń ma iść obok torów kolejki, nigdy środkiem toru (między szynami).

c) O napędzie mechanicznym. Pość wywrotek wchodzących w skład pociągu zależy od siły pociągowej lokomotywy. Wypośrodkowuje je się zwykle z dziennej ilości materiału przeznaczanego do przewiezienia, biorąc równocześnie pod uwagę odległość transportu, szybkość jazdy, czas postoju na stacji załadowania, wyładowania i na mijankach oraz inne warunki miejscowe, mogące mieć wpływ na długość zestawu. Ogólnie biorąc nie należy sprzęgać więcej niż 20 wagoników razem.

Już choćby z uwagi na właściwe urządzenie mijanek, jest nieodzownie potrzebne przy organizacji transportów o napędzie mechanicznym sporządzenie graficznego planu jazdy. O obliczaniu siły pociągowej lokomotyw i dopuszczalnych brutto-obciążeń informuje rozdział o sprzężeniu i środkach transportowych.

Szybkość jazdy dla lokomotyw roboczych można przyjąć dla mniejszych typów (50 KM) średnio 7 km/godz. (6 km poc. naładowany, 8 km/godz. pusty), dla typów większych przeciętna szybkość wynosi 14 km/godz. (12 km/godz. poc. pełny, 16 km/godz. pusty).

Dla przewozów o napędzie mechanicznym stosować wyłącznie sposób polegający na podzieleniu robotników na grupę odspajaczy i grupę obsługującą pociąg i wyładującą przewożony materiał. Długość pociągu, ilość mijanek i szybkość jazdy uregulować w ten sposób, by czas transportu na określoną część odległości był równy czasowi potrzebnemu do naładowania następnego zestawu wagoników.

Tory na stacji załadowania winny leżeć tak blisko wykopu, aby robotnicy ładujący materiał rzutem łopaty mogli go wrzucać na wagoniki. W miarę postępu robót przesuwać tory bliżej wcinki terenowej, poczynając od miejsca, gdzie położenie wcinki pozostaje bez zmiany. Zwrócić uwagę na regularne wykonywanie wcinki na całej długości wykopu, by uniknąć zbyt dużej ilości załamań na krótkich odcinkach toru kolejki roboczej (rys. 29).

Układając tory u stopy wykopu w stoku pamiętać, że odstęp kolej od brzegu skarpy winien wynosić co najmniej 2 m. Ma to na celu utworzenie wolnej przestrzeni dla ewentualnej ucieczki robotników przed usuwającymi się nagle masami ziemnymi. Między wagonikami winna

być pozostawiona taka wolna przestrzeń, by robotnik mógł się między nimi bez trudu przesunąć. Zastosowanie tych reguł jest szczególnie ważne tam, gdzie pracuje się w terenie usuwiskowym.

Wskazane jest aby odstęp progów pod torami załadowniczymi był mniejszy niż na innych partiach kolejki roboczej.

Na tzw. „kipie“, tj. w miejscu wyładowania przewożonego materiału, leżą tory na świeżym nasypie, a więc na terenie osiadającym, szczególnie szyna zewnętrzna leżeć będzie na miękkim podłożu. Stąd też tam, gdzie materiał ma tendencję do obsuwania się, nie należy kłaść torów zbyt blisko brzegu świeżego nasypu. Zależnie od rodzaju materiału, szyna zewnętrzna w stosunku do szyny wewnętrznej winna być podniesiona o 5—10 cm (rys. 30). Przy budowie grobli wyładowywanie wagoników będzie się odbywać na zmianę w prawo i w lewo. Przebieg pracy składać się będzie ogólnie biorąc z następujących czynności:

- 1) właściwe wyładowywanie wagoników,
- 2) zmiana wysokości położenia torów w miarę postępu pracy, połączona z równoczesnym podnoszeniem się korony nasypu,
- 3) przedłużanie kolejki roboczej z równoczesną przechyłką szyny zewnętrznej,
- 4) podbijanie progów.

W każdym wypadku przy sypaniu grobli linia kolejki roboczej na grobli nie powinna przebiegać w spadku w dół, lecz poziomo lub z małym wzniesieniem.

Ostatni wagonik w pociągu roboczym musi być zawsze zaopatrzone w hamulce, poza tym wagoniki z hamulcami winny być rozmieszczone w różnych punktach zestawu. Lokomotyw do 24 KM mocy używać z reguły tylko dla odległości transportowych nie przenoszących 2 km. Dla odległości transportowych powyżej 2 km należy stosować lokomotywy o większej mocy, wraz bowiem ze zwiększającą się odległością transportową zestaw wagonetek dla tego samego narzędzia odspajającego (kopaczki) będzie się także zwiększał. Jeśli zaś pozostawimy tę samą ilość wagonetek co przy odległości mniejszej, wówczas musimy zwiększyć szybkość transportu, aby podolać wydajności kopaczki.

Dla uniknięcia wypadków, należy powierzyć wypuszczanie pociągów i w ogóle regulację ich ruchu odpowiedzialnemu nadzorcy robót, a nie maszyniście prowadzącemu lokomotywę. Podać i przestrzegać dopuszczalnych szybkości jazdy na mijankach i krzywiznach.

IV. WYKONYWANIE ROBÓT ZIEMNYCH

Aby roboty ziemne wykonać należy, tzn. ekonomicznie, trwale tj. zgodnie z wymaganiami i przepisami technicznymi i możliwie szybko — należy przy organizowaniu i prowadzeniu tego rodzaju prac przestrzegać następujących najgłówniejszych zasad:

- 1) Utrzymywać miejsce pracy w stanie suchym, tj. odpowiednimi urządzeniami czy to w postaci rowów, czy też tam itp. zabezpieczyć, odciąć miejsca pracy od ewentualnych dopływów wody.
- 2) Podjąć prace w możliwie wielu miejscach równocześnie; dbać o dostosowanie sposobu pracy do ilości i rodzaju sprzętu do dobywania, jak również taboru transportowego.
- 3) Zapewnić trwałe i pełne zatrudnienie wszystkim robotnikom jacy są do dyspozycji; robotników specjalnie wyćwiczonych w pewnym rodzaju pracy np. kopaczy — ustawiać na czele grup roboczych.
- 4) Unikać transportów na większych wzniesieniach, jak również transportowania małych mas na duże odległości.
- 5) Wykorzystywać w możliwie najszerszych ramach doświadczenia i wskazówki mechaniki gruntów z gleboznawstwa budowlanego.

A. Wykopy

1. Prace przygotowawcze. Do prac przygotowawczych zaliczamy:

- a) Wycięcie darni z powierzchni i ułożenie jej na placach składowych, powierzchniami pokrytymi trawą do siebie; służyć ona będzie później do odziewania skarp drogowych.
- b) Oczyszczenie powierzchni gruntu z porastającej ją roślinności, przez wykarczowanie drzew i krzewów.
- c) Budowa rowów skrajnych odprowadzających wodę i odcinających jej ewentualny przypływ na miejscu pracy.

2. Wykształcanie wykopów. O dopuszczalnych nachyleniach skarp dla różnych rodzajów gruntów informuje tablica I. W terenie zbudowanym z różnego rodzaju warstw ziemnych — skośnie spadających, profil poprzeczny będzie wykształcony niesymetrycznie, jego linia obwodowa będzie linią łamaną (rys. 31). W punktach załamania, zwłaszcza przy większych głębokościach wykopu, zastosować poziome ławy lub inne urządzenia prowizoryczne, zabezpieczające przed gwałtownym osuwaniem się gruntu. Górne brzegi skarp, dla głębokości $G > 4$ m, należy wyokrąglić łukiem o promieniu $R = 1,5G$.

3. Sposoby wykonania wykopów. Wykopy należy wcinać w spadku nawet wtedy, kiedy zgodnie z projektem ich dno miałyby przebiegać poziomo. Wykonać szybko kilka główniejszych wcinek, aby odsłonić w możliwie krótkim czasie długie ściany wykopu. Unikać dłuższego pracowania w wąskich wcinkach. Wykorzystywać ostrożnie, zwłaszcza na ścianach wykopu, możliwość naturalnego odspojenia transportu materiału, przez ułatwienie mu zsuwania się własnym ciężarem. W gruntach zbitych dopływ wody może zmienić w krótkim czasie stopień spistości materiału — aby więc uniknąć wypadków, nie wolno w tego rodzaju gruntach pracować pod ścianami niezabezpieczonymi, wyższymi ponad 4 m, zwłaszcza we wcinkach.

Sposób dobywania w wykopie warstwami (rys. 32 a i b) stosujemy dla gruntów lżejszych przy umiarkowanym spadku podłużnym terenu. Wykopujemy ziemię w poszczególnych warstwach, z których każda będzie zamknięta rowem, z którego dobywaliśmy materiał. Głębokość tych rowów winna być tak dobrana, by można bez trudu ładować z rowu podstawione wywrotki lub inne narzędzia do transportu.

Kolejkę roboczą układamy początkowo na terenie lub na powierzchni ostatnio zdjętej warstwy, możliwie wzdłuż całej długości wykopu; po wykopaniu odpowiednio szerokiego rowu układamy ją w tym ostatnim (rys. 32 b), by w miarę postępu pracy przesuwać ją w dalszym ciągu na stronę.

W mniejszych wykopach stosować można transport taczkami, ponieważ kolejka robocza wymaga częstego przekładania, w większych zaś celowym będzie stosowanie kolejek zwłaszcza w długich wcinkach. Górne brzegi wykopu (na rys. 33 zakreskowane) zawierają humus (glebę urodzajną). Humus ten zdejmujemy się i po uzyskaniu pełnej głębokości wykopu i wykształceniu profilu pokrywa się nim skarpy. Ma to znaczenie dla późniejszego ewentualnego obsiewu lub odziewania skarp.

W terenie o dużym spadku poprzecznym, jak również w materiale skalnym stosujemy wykop w bok lub wkop. Przy wykopach niewysokich rozpoczyna się pracę od dna wykopu (rys. 34). Przy przekrojach większych pracę rozpoczynamy równocześnie na kilku wysokościach, najczęściej warstwami rozbudowanymi od początkowych wcinek (rys. 35), przebiegających równoległe do osi projektowanej drogi.

Przy wykopach w skale należy zwrócić uwagę na kierunek spadku i tarcia warstw. Tam gdzie warstwy przebiegają równoległe do podłużnego kierunku wykopu, rozpoczyna się wkop na tej stronie, na którą spadają warstwy; tam gdzie kierunek warstw przebiega poprzecznie do podłużnego kierunku wykopu, zastosować wykop od czoła. Ten sposób kopania, zwany także wykopem schodkami lub wykopem terasowym, charakteryzuje się wkopami dającymi w przekroju poprzecznym zarys schodów lub terasów (rys. 36 a i 36 b), przebiegających poprzecznie do osi podłużnej wykopu, na których można równocześnie wykonywać pracę. Kolejki transportowe przebiegną jak widać na rysunku wokół wykopu na coraz to niższych poziomach. W wykopach szerokich i głębokich pozostawia się na jednej lub obu stronach poziomu ławy, na których kładzie się tory kolejki. Ławy te usuwa się dopiero po zakończeniu transportu na danym poziomie. Wykop schodami zwłaszcza w terenie silnie wznoszącym się i w szerokich wykopach, umożliwia rozpoczęcie pracy w wielu miejscach równocześnie. W pewnych okolicznościach może zająć konieczność zbudowania rusztowań lub sztucznych przewyższeń terenu dla złagodzenia zbyt dużego spadku terenowego, który uniemożliwiłby zastosowanie kolejki roboczej.

We wkopach jednostronnych należy tor kolejki przesunąć możliwie blisko do stopy stoku, pamiętając jednak, że zbyt bliskie przesunięcie torów może być niebezpieczne dla robotników z uwagi na możliwość obrywania i obsypywania się gruntu. Przy pracy taczkami spadek drogi

dla tych ostatnich nie powinien przekraczać stosunku 1 : 10, dla kolejek zaś roboczych 1 : 30.

W gruntach piaszczystych i żwirach opuszczanie w dół torów kolejki roboczej dokonuje się przez wygrzebywanie materiału pomiędzy progami i w końcu usunięcie tegoż spod progów.

4. Ułożenie torów załadowniczych. Rys. 37 pokazuje jedno z najprostszyc rozwiązań układania torowiska na miejscu załadowania. Tor A—B przebiega w pobliżu stopy ściany, w której się odpaja, załadowany pociąg przetacza się w położenie C—D, poczem pociąg pusty podstawia się w położenie A—B.

Tor główny wraz ze zwrotnicami powinien możliwie długo leżeć w pierwotnym położeniu, tak że tylko krótkie odcinki torów załadowniczych winny być przesuwane w miarę postępu robót ku ścianie, z której się dobywa (rys. 38 a i b).

Tzw. angielski wykop stosuje się w długich i głębokich wykopach. Charakterystyczną cechą tej metody jest budowa sztolni około 2,3—2,6 m szerokich, w których zakłada się tory kolejki roboczej. W odstępach ca 10—15 m od powierzchni wykopu do sztolni wierci się lub kopie studnie o lejowatym przekroju szczególnie w górnej partii, którymi to studniami strąca się materiał do podstawionych w sztolni wózków (rys. 39 a i b). System ten ma następujące zalety: a) uniezależnia od naturalnych warunków terenowych wybór sposobu transportu, jak również pozwala na tylko jednorazowe ułożenie kolejki, b) daje pokaźną oszczędność na sprzęcie i materiale potrzebnym do budowy kolejki roboczej, zwłaszcza na zwrotnicach i mijankach, c) sztolnie odwadniają teren pracy, d) pozwala na równoczesne rozpoczęcie pracy w wielu punktach wykopu. Ujemnymi stronami są: a) wysokie koszty i strata czasu na budowę sztolni i studzien, b) duże zużycie i częste uszkodzenie wózków przez spadający z dużej wysokości wykopywany materiał. Ta metoda pracy jest jednak w pewnych warunkach ekonomiczna, zwłaszcza dla szerokich wykopów, już od 8 m głębokości, w terenie średnio wysokim i nie skalistym.

B. Nasypy

1. Prace przygotowawcze. Prace te obejmują: zdjęcie darni i humusu, wykarczowanie drzew i korzeni na powierzchni nasypu, odwodnienie mokrego gruntu, ujęcie źródeł i gdzie potrzeba wykopanie rowów odwadniających wzdłuż stopy przyszłej grobli.

2. Wykształcanie nasypów. Nachylenie skarp nasypów czyli grobli drogowych dla różnych klas materiałów ziemnych podaje tabl. I. Celem lepszego dostosowania do terenu otaczającego groblę należy stopę skarpy wyokrąglić łukiem o promieniu $r = 25$ m; linia zaś przekroju poprzecznego skarpy powinna mieć spadki wzrastające w miarę zwiększania się wysokości nasypu. Teren, którego spadek poprzeczny jest równy lub większy od 1 : 10, należy przygotować pod budowę na nim grobli drogowej przez wykopanie w nim schodów lub zębów, mających zapobiec

ewentualnym ruchom poprzecznym grobli w kierunku naturalnego spadku terenu (rys. 40 a i b). Szerokość schodów winna wynosić około 3 m, wysokość 0,5—1 m, zaś spadek stopni 1/30—1/15 dla schodów.

Budując zęby należy pamiętać o odprowadzeniu wody; stąd też rowy powstające przy budowie pojedynczych zębów winny posiadać spadek podłużny. Jak wiadomo materiał, z którego buduje się nasyp, będzie posiadał tzw. spulchnienie początkowe, będące przyczyną osiadania grobli. Stąd też sypiąc nasyp, będziemy musieli usypać go nieco wyżej ponad projektowaną niweletę robót ziemnych, jak również i szerzej ponad projektowaną szerokość korony nasypu. Ta zmiana wysokości Δh i zmiana szerokości Δb będą wynosiły (rys. 41 a) w terenie poziomym lub o lekkim spadku:

	Δh	$\Delta b = \Delta b'$	Δh dla stanów pogody podczas nasypywania.
dla materiałów ilastych i gliniastych	1/12 h	1/8 h	sucho 1/16—1/1 h mokro 1/25—1/16 h
dla materiałów piaszczystych	1/23 h	1/15 h	sucho 1/20—1/12 h mokro 1/50—1/30 h
dla gruntów ciężkich związanych	1/14 h	1/9 h	
dla materiałów kamienistych	1/40 h	1/40 h	dla mat. zwietrzałych 1/7—1/5 h

b) w terenach silnie pochylonych oblicza się $\Delta b'$ dla $h = h_2 + h_2'$;

c) ostatnio oblicza się Δh coraz częściej w zależności od warunków atmosferycznych podczas sypania grobli.

3. Przydatność gruntów podłoża do budowy nasypów. Groble-nasypy pod nowoczesne nawierzchnie drogowe muszą być tak budowane, by po położeniu budowy wierzchniej i samej nawierzchni wykazywały tylko bardzo nieznaczne i równomierne osiadanie oraz aby nawet podczas większego dostępu wody, np. na skutek gwałtownych opadów, nie mogły doznać jakichkolwiek szkodliwych zmian. Dlatego też wszystkie materiały ziemne, posiadające większą skłonność lub zdolność do zmian objętości czy to pod wpływem ciężaru, czy wody, czy też innych czynników, należy wbudowywać w groblę możliwie głęboko. Z nich winny być budowane najniższe warstwy nasypu drogowego. Budując nasyp z materiałów związanych, takich jak glina, ił oraz z materiałów skłonnych do splukiwania lub wymycia, należy między warstwy gliny lub iłu wprowadzić międzywarstwę z piasku i żwiru.

Wszystkie nasypy buduje się warstwami; najwyższa dopuszczalna grubość warstwy zależy od rodzaju materiału i przedstawia się następu-

jąco: dla piasków i żwirów 1 m, dla rozkruszonych skamielin 1—1,5 m, zaś dla ziem związanych najwyżej 0,75 m.

Gliny i ropy, jako materiały silnie związane, nie powinny być używane do wypełniania warstwy, do której bezpośrednio będzie przylegał obiekt budowlany. Do wypełnienia tych przestrzeni używać możliwie piasku lub żwiru, ubijanego ubijakiem o ciężarze najwyżej 500 kg. Gdy użycie piasku lub żwiru jest niemożliwe, można użyć wyjątkowo gliny, jednak w warstwie nie grubszej niż 25 cm. Warstwę gliny winna w tym wypadku poprzedzać warstwa ssąca, zbudowana z szutru lub żwiru o regularnych ziarnach. W nasypach drogowych z piasku lub żwiru należy przedsięwziąć sztuczne ubicie warstw w strefie szerokiej 1 m, przylegającej do linii obrzeża korony, jak również na całej szerokości w warstwach najwyższych, leżących pod przyszłą nawierzchnią na głębokości 1,5—2 m. Nasypy z gliny lub ropy, jak w ogóle z materiałów związanych, należy ubijać we wszystkich warstwach na całej szerokości. Zasadniczo ubijać zawsze od kantu (brzegu skarpy) do środka.

W nasypach z miękkich skamielin, które z biegiem czasu łatwo wietrzeją, należy w miarę możliwości dodawać materiału wypełniającego, jak piasek lub żwir, by zapobiec ewentualnemu zapadaniu się nasypu. Zmarzniętych mas ziemnych, jak również rozmokłych ziem gliniastych lub ilastych, nie wolno w ogóle wbudowywać w nasyp.

Ciężar i rodzaj sprzętu do ubijania; jaki w danych warunkach powinien być użyty, zależy od rozstawu torów kolejki transportującej materiał na nasyp, inaczej mówiąc od pojemności i ciężaru wywrotek transportujących.

Dla rozstawu od 60 cm używa się ubijaków o ciężarze od 500—1000 kg. Wały lub walce nadają się do ugniatania ziem związanych przy zachowaniu grubości warstw od 30—40 cm. Do ugniatania zbrulowanych ciężkich glin itp. nadają się walce zaopatrzone w kolce, które ugniatają i rozkruszają bryły, tak że nawet materiał marglisty o dużej zdolności wiązania i skłonności do zbrulowania się można dobrze ugnieść takim walcem. W ostatnich czasach z dobrym skutkiem używa się do ubijania płyty ubijającej, zawieszanej na kranie kopaczki uniwersalnej.

Dla ubijania nasypów z piasku lub żwiru nadają się w pierwszej linii ubijaki, a nie walce. Podczas ubijania bowiem wskutek wstrząsów poszczególne ziarna piasku lub żwiru lepiej się układają. Najczęściej stosuje się w tym wypadku ubijaki mechaniczne czyli tzw. „żaby“. Praca ich odbywa się w ten sposób, że na skutek wybuchu mieszaniny gazów benzyny i powietrza w odpowiednio skonstruowanym cylindrze wewnątrz żaby, podskakuje on na wysokość 30—40 cm w kierunku nieco pochylonym i spadając pionowo posuwa się za każdym podskokiem o 20—25 cm naprzód. Waga ubijaka od 500 kg do 1 t. Maszyną kieruje zwykle 1 robotnik, niosący na plecach niewielki zbiornik z benzyną, mający połączenie rurką gumową z cylindrem, w którym pod wpływem iskry elektrycznej powstają wybuchy. Zapłon a więc i skoki reguluje robotnik, naciskając umieszczony w ramie guzik kontaktu elektrycznego.

Do dostatecznego ubicia warstwy grubszej od 60—80 cm potrzebne są 3 przejścia żaby. Wydajność wynosi w tym wypadku 120 m² na go-

dzinę. Przy budowie autostrad bada się dokładnie wysokość poszczególnych warstw nasypu, jak również stopień ich ubicia. Dla tych badań nadaje się bardzo dobrze łatwy w użyciu aparat Köglera obsługiwany przez jednego człowieka; pozwala on na zbadanie wielu miejsc nasypu w krótkim czasie. Część inżynierów reprezentuje pogląd, że miarą uzyskanego stopnia ubicia w nasypie jest stosunek między materiałem nasypu ubitego a materiałem świeżo nasypowanym. Inni są zdania, i ten pogląd wydaje się słuszniejszy, że miarę ubicia nasypu otrzymuje się z porównania ubitego materiału z materiałem tym samym, występującym jednak jako grunt macierzysty tj. na miejscu dobywania. W wypadku bowiem pierwszym, materiał świeżo nasypowany może być np. nadmiernie spulchniony lub rozluźniony — wobec czego można by mierząc stosunek aparatem Köglera dojść do fałszywego wniosku, iż nasyp jest dostatecznie ubity, co jednak nie jest zgodne z rzeczywistością, ponieważ rozluźnienie początkowe było nadmiernie duże.

Porównanie stosunków zagęszczenia między materiałem w gruncie macierzystym a ubitym w nasypie jest łatwe. Oznaczając zagęszczenie w gruncie macierzystym przez „a“, w ubitej warstwie nasypu „b“ otrzymamy stopień ubicia $V = \frac{a}{b}$. Ogólnie biorąc, w dobrze ubitych nasypach V powinno być bliskie 1.

W górnej warstwie grobli drogowej, inaczej w ostatnim metrze nasypu drogowego, nie powinny się znajdować żadne większe bryły zlepionych skamielin ani pojedyncze kamienie.

Budując drogi mniej ważne ze zwykłą nawierzchnią tłuczniową, zbędnym byłoby przykładanie tak wielkiej wagi do wykonania nasypu, jak to ma miejsce przy drogach o nawierzchni nowoczesnej, kosztownej i czulej na podbudowę. To samo odnosi się do ubijania; jeśli podczas sypania grobli będą jeździć po niej wywrotki napełnione ziemią, to wówczas ubijanie sztuczne byłoby zbędne, również i grubość warstw w tym wypadku może być wydatnie zwiększona. Ubijanie grubych warstw działałoby tylko na część warstwy położoną blisko jej powierzchni; jeśli przy tym nasyp byłby budowany z materiału zwięzłego, to tego rodzaju ubijanie, działające raczej powierzchniowo, mogłoby się w skutkach okazać szkodliwe, ponieważ utrudniałoby wyparowywanie wody ze spulchnionych, głębiej położonych części warstwy. Z zasady, do budowy grobli drogowych należy używać wyłącznie ziem suchych i nie zamrzniętych. W wypadku gdy mamy do dyspozycji tylko wilgotny materiał lub gdy praca odbywa się podczas dłuższych trwających opadów deszczowych, należy sypać w warstwach cieńszych niż normalnie.

Nasypy na powierzchniach nieregularnie ukształtowanych, jak również w silnie pochylonym terenie, muszą być bezwarunkowo budowane warstwami, które z kolei należy dobrze ubijać. W przeciwnym razie wskutek dużych różnic wysokości w profilu nasypu, powstają duże nierównomierne osiadania, a jako ich skutek — szpary i rysy ułatwiające wodzie opadowej wtargnięcie do wewnątrz nasypu; to wywołuje z kolei usuwanie i obrywanie się grobli drogowej. W takim terenie nawet w wy-

padku gdy mamy do czynienia z nasypem o umiarkowanej wysokości nie należy sypać grobli od razu do jej pełnej wysokości; najpierw należy wyrównać poziomo materiałem nasypowym zagłębienia terenowe, dobrze go ubić i dopiero później rozpocząć dalsze nasypywanie.

Jeśli chodzi o przydatność różnych rodzajów gruntów do budowy nasypów drogowych, to żwir i gruby piasek zalicza się do najlepszych. Nie wymagają ugniatania, zaleca się je jednak zaszlamowywać, ponieważ zaszlamowane układają się lepiej niż w stanie suchym; nie wolno jednak nigdy szlamować gliny lub ilów. Masa marglista daje się dobywać w dużych bryłach, w nasypach źle się układa, dając luźne mniejsze bryły. Ugniatanie i ubijanie nie daje najczęściej właściwego zagęszczenia nasypu.

Twarde i gliniaste masy zachowują się podobnie, lecz jako wilgotniejsze niż masy margliste, dają się łatwiej rozkruszyć i ugnieść. Jeśli zawartość wody w glinie jest znacznie większa od przeciętnej, wówczas wałowanie jest niemożliwe z powodu zapadania się walca.

Jak już poprzednio zaznaczono, gliny nie należy zasadniczo używać do budowy grobli drogowych. Tam jednak gdzie z konieczności trzeba jej użyć, należy groble dokładnie zabezpieczyć przed działaniem wody. Jeśli mamy do dyspozycji materiał przepuszczalny, to wówczas możemy budować nasypy drogowe w jeden z trzech sposobów podanych na rys. 43, 44, 45. W każdym ze wszystkich trzech wypadków, skarpy nasypu wymagają specjalnego zabezpieczenia. Jeśli skarpy budowane będą z łatwo wietrzejących kamieni, to należy je zabezpieczyć przed działaniem wpływów atmosferycznych pokryciem z warstwy ziemnej.

Budując groble drogowe na miękkim podłożu, względnie na twardym glinie, należy roboty ziemne rozpocząć możliwie wcześnie, tak by mieć czas na odczekanie okresu osiadania nasypu drogowego przed położeniem nawierzchni drogowej.

4. **Wykształcanie nasypów.** Budując nasypy drogowe dbać o to, by robotnicy sypali materiał w warstwach o ustalonej grubości i rozplanowywali go równomiernie, nie pozostawiając dziur w warstwach. Istnieją następujące sposoby budowania nasypów:

a) **Warstwami** (rys. 42). Budowa nasypu postępuje prawie po poziomym, warstwami na całej szerokości nasypu. Wózki transportujące poruszają się po powierzchni warstw nasypu i w ten sposób przynajmniej częściowo ugniatają nasyp. Tam gdzie nie zamierza się sztucznie ubijać, stosuje się warstwy o grubości najwyższej 1—1,5 m, w przeciwnym wypadku 50—100 cm.

Przebieg pracy. Tory kolejki roboczej leżą początkowo poza linią stopy skarpy i to po obydwu stronach nasypu. Z tego pierwszego położenia sypie się małe groble o wysokości warstwy, po czym tor kolejki układa się na nich i sypie się w dalszym ciągu pierwszą warstwę, przemieszczając ją w miarę postępu pracy tor ku środkowi. Ponieważ przekładanie podłogi pod transport taczkami jest najłatwiejsze i najtańsze, dlatego ten sposób transportu nadaje się szczególnie dobrze dla budowy warstwami, zwłaszcza tam, gdzie odległości transportu nie są zbyt duże.

Wzdłuż stromych stoków budowa warstwami będzie prawie zawsze niewykonalna; w każdym wypadku starać się by transport przebiegał po spadku w dół. W nasypach budowanych w spadku układa się tor kolejki roboczej w spadku jeszcze dopuszczalnym (dla taczek 10%, dla wywrotek o napędzie ręcznym 10%, dla wywrotek o napędzie mechanicznym 4%).

Kolejkę zakłada się na nasypie sypanym z materiału transportowanego od góry spadku w dół lub też buduje się nasyp pod kolejkę, transportując materiał taczkami. W obydwu wypadkach nasyp ten winien posiadać taki sam spadek, jaki mają mieć warstwy właściwej grobli drogowej. Aby uniknąć zbyt częstego przesuwania torów kolejki zależnie od gatunku gruntu i ciężaru ruchu transportowego, sypie się warstwy do 1,5 m grube, zwłaszcza dla dróg mniejszego znaczenia.

Najsilniej zbudowane groble drogowe dają nasypy budowane sposobem warstwowym.

b. **Od czoła.** Ten sposób budowy nasypów stosuje się przede wszystkim tam, gdzie wysoka grobla łączy się bezpośrednio z głębokim wykopem drogowym. Wtedy buduje się groble od razu na całej szerokości i do pełnej wysokości, przy czym narzędzia transportowe wypróżniane są stale na przednim skrajnym brzegu czoła grobli, która w ten sposób narasta w przód w miarę postępu pracy. Nasypy budowane tym sposobem są trwałe, rozkład bowiem warstw i ich ciężar zapobiegają usuwaniu się ziemi w kierunku podłużnym. Budując nasypy bardzo szerokie i równocześnie bardzo wysokie, stosujemy sypanie warstwami i od czoła równocześnie.

Na ogół biorąc, transport taczkami przy sypaniu od czoła jest nieekonomiczny. Stosując koleby wypróżniane w przód lub wywrotki obrotowe, tor dojazdowy rozgałęzia się w kilka torów równoległe przebiegających i ślepo zakończonych (rys. 46). Kiedy jednak posiadać będziemy wywrotki wypróżniane w bok, wówczas tor główny podzieli się na dwa odgałęzienia wyładownicze, które będą przebiegać wzdłuż prawego i lewego brzegu skarpy nasypu. Odgałęzienia te będą zakończone u czoła nasypu zwrotnicami obrotowymi (rys. 47). Nasypów usypanych od czoła nie ubija się ani wałuje. Nasypy wysokie buduje się najszybciej z rusztowań i to albo od czoła albo poprzecznie. Rusztowania te umożliwiają bardzo szybki postęp pracy, ponieważ tor kolejki przez cały okres sypania pozostaje w tym samym położeniu, tak że urządzenie rusztowań może być opłacalne nawet przy budowie nasypów o umiarkowanej wysokości.

Rusztowania są budowane albo na stałe lub ruchome. Rusztowania stałe pozostawia się najczęściej w nasypie drogowym. Dołączając nasyp drogowy do przyczółka mostowego, sypie się tak długo od czoła, aż stopa nasypu nie sięgnie ściany przyczółka. Resztę nasypu buduje się sposobem warstwowym.

Rys. 48 pokazuje rusztowanie do transportu, zbudowane z drzewa okrągłego i kantówki, rys. 49. rusztowanie zbudowane ze słupów; obydwie rusztowania dla torów o rozstawie 60 cm, rusztowanie pierwsze

dla trakcji mechanicznej, drugie dla wywrotek o pojemności 0,75 m³ i napędzie ręcznym.

Przy odstępach jarzm 3—4 m, można obliczyć w przybliżeniu zapotrzebowanie drzewa na budowę rusztowania z rys. 48 na 1 m bieżący, przy wysokości rusztowania = h z następujących wzorów: zapotrzebowanie kantówki i belek $(0,950 + 0,003 h)$ w m³ i zapotrzebowanie drzewa okrągłego i połowic $h(0,15 + 0,0015 h)$ w m³. Koszta wynagrodzeń za budowę i rozbiórkę liczy się po 35 godzin cieśli-stolarza na 1 m³ drewnianej konstrukcji, zapotrzebowanie żelaza (klamry, gwoździe, mutry itp.) 15 kg/m³ drzewa. Zapotrzebowanie drzewa na 1 m bieżący rusztowania wg rys. 49 a i b o wysokości 10 m, wynosi 0,33 m³ słupów, 0,14 m³ kantówki i 10 kg żelaza na 1 m³ drzewa. Za budowę i rozbiórkę liczy się 14 godzin pracy cieśli-stolarza na 1 m bieżący rusztowania.

c. **Poprzecznie.** W tym systemie pracy buduje się nasyp od osi w prawo i w lewo, we wcinie od linii przejściowej między wykopem i nasypem w jedną stronę na całej długości i do pełnej wysokości grobli. Do pracy używa się wywrotek wypróżnianych na boki; w miarę postępu pracy zachodzi potrzeba przekładania torów kolejki. W tym systemie budowy poszczególne warstwy nasypu leżą na sobie pod naturalnym kątem swego spadania, przebiegając równolegle do osi grobli (rys. 50). Jeśli materiał nasypowy nie jest szczególnie dobry, mogą przy osiadaniu wystąpić rysy i szpary wzdłuż osi grobli, zaś jako ich skutek usuwanie się nasypu. Stąd też poprzecznie należy sypać tylko wtedy, skoro ma się do budowy szczególnie dobry materiał (żwir, piasek gruby itp.).

We wcięciach terenowych stosuje się z reguły transport poprzeczny taczakami. Zaleta ekonomiczna poprzecznego sypania grobli drogowych polega na tym, że długie pociągi transportujące mogą być łatwo wyładowywane bez straty czasu na podsuwanie poszczególnych wagoników. Metoda ta ułatwia więc i pozwala na szybkie tempo pracy.

Pracę rozplanowywania dla nasypów i wykopów, dla gruntu piaszczystego i żwirów, przyjmuje się 0,2 godzin pracy zwykłego robotnika-kopacza na 1 m³, w gruntach ciężkich 0,4 godz./m³. Koszta ubijania lub ugniatania nasypów narzędziami do ubijania lub walcami, na 0,20—0,30 fr na 1 m³ powierzchni.

d. **Na bagnach i torfowiskach.** Stałe ułożenie grobli drogowych na terenach bagnistych można uzyskać tylko przez wybranie lub gruntowne osuszenie miękkich warstw podłoża gruntu. Należy bowiem pamiętać, że tak wielkie obniżenie zwierciadła wody gruntowej przez odwodnienie, by uzyskać konieczną dla utrzymania grobli drogowej nośność bagna, jest albo w ogóle niemożliwe lub też osiągalne tylko nakładem bardzo wysokich kosztów.

Wybranie bagna lub trzęsawiska może wchodzić w rachubę jedynie dla niewielkich głębokości bagnisk i tylko niezbyt miękkich i płynnych bagnisk lub trzęsawisk.

Na bagnach o silniejszym składzie, o silniejszej budowie, sypie się równomiernie na większej powierzchni kamienie lub gruby żwir na podkładkę (materac) faszynową lub wprost na bagno tak długo, aż nasyp przestanie się topić lub trzęsawisko leżące wokół nasypu przestanie się podnosić. W tym momencie można przyjąć, że warstwy trzęsawiska pod wpływem ciężaru nasypu zagęściły się do tego stopnia, iż stały się nośne.

Przy budowie szerszych nasypów postępuje się następująco: w kierunku podłużnym grobli drogowej, wzdłuż jej obrzeży usypuje się dwie mniejsze groble kamienne i zatapia. W ten sposób pod wpływem ciężaru głównej masy nasypu zapobiega się „uciekaniu“ bagna na boki i przyspiesza się zagęszczenie warstw trzęsawiska.

Głębokość na jaką trzeba będzie zatopić nasyp, a równocześnie wynikająca stąd wysokość kosztów materiału i robocizny, zależna jest od spoiistości i nośności spodnich warstw trzęsawiska. Często zdarza się, że miękkie warstwy torfu lub mułu leżą dopiero poniżej gęściejszych i więcej spoiстых warstw powierzchniowych. W takim wypadku zapadanie się nasypu może wystąpić dopiero po rozerwaniu warstw wierzchnich pod ciężarem nasypu. Tego rodzaju zapadania się może wystąpić dopiero po dłuższym czasie, mimo iż początkowo nasyp wykazywał wszystkie cechy stabilizacji. Dlatego budując nasypy na bagnach należy postępować bardzo ostrożnie aż do momentu, kiedy przez próby przeciążenia nasypu nie uzyskamy zupełnej pewności, że dalsze zapadanie się nasypu jest zupełnie wykluczone.

Metodę wysadzania przy pomocy materiałów wybuchowych stosujemy dla nasypów od 3 m wysokości na bagnach o głębokości około 5 m. Sposób ten polega na rozluźnieniu wybuchem pokładów bagiennych pod nasypem i zmuszeniu ich do odpłynięcia na boki w strefie wybuchu. Działanie wybuchu podniesie początkowo nasyp w górę, opadające masy ziemi i kamieni nasypu swoim własnym, gwałtownie opadającym ciężarem, wyprą warstwy bagiennie z ich poprzedniego położenia. Nieodzownym warunkiem dobrych wyników zastosowania tej metody jest dokładne wyparcie warstw bagiennych. Mianowicie, np. w pokładach torfowych, możemy w pobliżu miejsca wybuchu uzyskać wyparcie torfu, jednak w pozostałych partiach może torf dzięki swej budowie i elastyczności przeciwstawić się skutecznie tak działaniu wybuchu, jak i ciężaru opadającego nasypu, wskutek czego nie nastąpi wyparcie warstw bagiennotorfowych w pożądanym rozmiarach. W każdym wypadku przy silnym storfieniu bagna należy przed wysadzaniem usunąć wierzchnią spłśnioną warstwę torfu, przerosłą korzonkami roślin bagiennych.

Głębokość ładowania wynosi zwykle około 2/3 grubości spłśnionej warstwy bagiennej, ładunek 10—20 kg dynamitu. Poleca się usypać początkowo tylko wąskie groble o kilku metrach szerokości i zatapiać je pod działaniem wybuchu aż do twardego podłoża. Jeśli zapadanie następuje nieregularnie, należy przy pomocy ładunków z boku zmiękczyć lub upłynnić wyższe warstwy bagiennie. Skoro okaże się, że pasy nasypu leżą już na podłożu dostatecznie nośnym, wówczas układa się na nich kolejkę roboczą, przy pomocy której sypie się groblę na całej szerokości.

Każde poszczególne zapadnięcie się grobli daje w skutkach wypchnięcie materiału bagiennego naboki i w górę. W pewnym momencie, kiedy to wypiętrzenie będzie zbyt duże, może zacząć działać hamująco na dalszy przebieg zatapiania nasypu. Należy wówczas również przy pomocy wybuchów rozluźnić ściśnięty materiał bagienny. Przeprowadzenie całej pracy wymaga ostrożności i doświadczenia. Mianowicie wysadzanie nie powinno wywołać gwałtownego i nadmiernego zapadania się nasypu; zapadanie lub zatapianie winno być regularne i odpowiadać postępowi pracy przy sypaniu grobli od góry. Każde za daleko idące wypieranie mas bagiennych od spodu nasypu może wywołać rozpadnięcie się grobli, co uniemożliwi, a w każdym razie poważnie utrudni wyparcie głębiej położonych warstw bagna.

V. UMOCOWANIE NASYPÓW

Celem zapobieżenia ewentualnemu rozluźnieniu się zwietrzałych skamielin, powodujących obrywanie się skarp w skałę, należy poświęcać im stale dużo uwagi. Tam gdzie warstwy skalne skierowane są w dół, zwłaszcza w materiale łatwo wietrzejącym jak łupek, wapienie itp. należy wykształcać płaskie skarpy.

Przewieszki są dopuszczalne tylko tam, gdzie ma się do czynienia z korzystnym kierunkiem warstw i bardzo spoiłą skałą. Czynniki i własności geologiczne skały winny decydować o wyborze rozwiązań technicznych. Tam gdzie warstwy skalne wybiegają w dół ze stoku można pracować i budować przewieszki, jeśli skała jest zupełnie zdrowa, nie łupliwa i nie popękana i gdzie grubość warstw skalnych wynosi co najmniej 3—5 m, w wypadku gdzie warstwy biegną od góry w dół skośnie tylko wtedy, gdy grubość płyt jest dostatecznie duża, a kąt nachylenia warstw nie jest zbyt stromy.

Skarpy w gruntach macierzystych — po wykształtowaniu ich sznurami i łątą — ubezpiecza się przez odziewanie lub obsiew.

1. Pokrycie i obsiew. Skarpy obsypuje się warstwą ziemi macierzystej, najlepiej humusu (próchnicy) 10—25 cm grubo ubijając ją łopatom lub specjalnymi klepaczkami. Tam, gdzie nasyp zbudowany jest z gładkiego, śliskiego materiału, wykształca się w skarpie stopnie, zapobiegające spadaniu humusu, który nie trzyma się ziem gładkich. Wysiewu traw dokonuje się podczas wilgotnych okresów pogody. Jako mieszanki do wysiewu są godne polecenia: dla gruntów ciężkich, przeciętnie wilgotnych — lucerny 10%, tymotki 25%, koniczyny 25%, rajsu 20%, rajsu angielskiego 20% i wiechlina 20%. Zrzucanie humusu łopata z miejsca ponad skarpy położonego i uklepanie, wymaga 0,7 robotniko-godzin na 1 m² humusu. Jeśli humus nagromadzony jest u stopy skarpy, tak że potrzebne jest podrzucanie wielokrotne, wówczas niezbędny czas pracy będzie wynosił 0,2 (h + 3) robotniko-godzin, przy czym „h” = wysokość skarpy w m. Wykonanie rowków 10—15 cm głębokich w odstępach co 1 m wymaga 0,1 robotniko-godzin na 1 m² powierzchni skarpy.

Jednorazowy siew na powierzchni 1 ar (100 m²) wymaga 1,5 robotniko-godzin i 0,35 kg nasion, na skarpach stromych — 3 robotniko-

godziny i 0,5 kg nasion na 1 ar. Dla ewentualnej wsiewki powtórnej 0,5 robotniko-godzin i 0,05 kg nasion na 1 ar.

2. Odziewanie darnią — darniowanie. Odziewać prostokątnymi kawałkami darni, 20—30 cm długimi, 15—20 szerokimi, przy wycinaniu 10—15 cm, a przy układaniu 8—10 cm grubymi.

Wycinać darń rosnącą na gruntach nieco wilgotnych, o glebie tłustej, o trawie, która rośnie niewysoko i posiada delikatne a nie grube źdźbła — lecz która bogato się korzeni. Darń wycina się albo łopata, po obydwu stronach wzdłuż deski, które przykłada się w położenie wzajemnie prostopadłe (rys. 51 a), lub też specjalnym nożem do wycinania darni (rys. 51 b), po czym w obydwu wypadkach podcina się ją specjalną łopata do darni lub też płuzkiem.

Do wykopania darni z powierzchni 6 m², potrzeba dwu robotników, wyposażonych w dwie łopaty, jedną deskę, cztery paliki, jeden młotek, dwa pręty 20—30 cm długie, drewniany duży trójkąt prostokątny. Tych dwu ludzi, wyposażonych w powyżej wspomniany sprzęt, wycina przeciętnie 40 sztuk darni w 1 robotniko-godzinie.

Do wycinania darni z powierzchni 6 m² potrzeba grupy robotników złożonej z 3—5 ludzi, wyposażonej w 1 nóż do cięcia darni, 1 łopatę lub płuzek, 1 deskę, 4 paliki, 1 młotek, 4 pręty (2 x 30 cm i 2 x 20 cm długości), 1 trójkąt prostokątny (winkiel), 1 linkę do ciągnięcia łopaty 6 m długą lub noża i zapas styliak do noża i łopaty (ca 1 m długie i 10 cm średnicy). W ten sposób wyposażona partia robotników wycina przeciętnie zależnie od gatunku darniny 200 kawałków darni na godzinę.

Pojedyncze kawałki darni układać stronami pokrytymi trawą na siebie i korzeniami w ten sam sposób. Podczas suchej pory roku przemy obficie polewać wodą. Taczki lub wózki dla transportu na miejsce składania darni ładować ostrożnie, by nie uszkodzić lub rozerwać pojedynczych kawałków.

Rozróżnia się dwa sposoby odziewania darnią, tzw. darniowanie płaskie, lub pokrywające i darniowanie czołowe. Przy darniowaniu płaskim (rys. 52) układa się cegiełki darni dłuższymi bokami (20—30 cm) do siebie, powierzchnią trawiastą do góry. Na skarpach o nachyleniu większym niż 1 : 2 przybijają się darń kołkami drewnianymi (1 do 2 kołków na 1 szt. darni) o \varnothing 2 cm, 20 cm długimi, prostopadłe do linii skarpy. Przed rozpoczęciem układania należy ziemię na powierzchni skarpy wzruszyć łopata i dobrze polewać wodą. Najniższy rząd darni u stopy skarpy wpuścić nieco w grunt na którym stoi nasyp.

Darń układa się wzdłuż sznura, poziomymi rzędami od stopy skarpy w górę, dociskając poszczególne kawałki darni mocno do siebie. Dla dobrego przyjęcia się ułożonej darniny potrzebna jest warstwa spodnia humusu przynajmniej 10 cm gruba. Tam gdzie brak darniny, układamy na skarpie pasy darniny w odstępach od 1—1,5 m, zamykające pola rombowego kształtu. W pola te nasypujemy humusu, w który wkładamy mieszanekę trawy. Po ułożeniu, kawałki darni należy z lekka przyklepać do humusu pokrywającego skarpe.

Grupa robotników złożona z 4 ludzi, wyposażona w 4 ręczne kopaczki, 1 sznur do trasowania i jedną polewaczkę, darniuje przeciętnie 3,5 m² powierzchni skarpy na godzinę. Na 1 m² powierzchni skarpy potrzeba przeciętnie 20 cegiełek darni i zależnie od sposobu kołkowania 20—40 sztuk kołków drewnianych. Na skarpach o stromym spadku darniuje się od czoła. Ten sposób darniowania, zwłaszcza dla dróg o mniejszym i lżejszym ruchu, jest lepszy niż zabezpieczanie skarp niskimi, suchymi murkami z małych kamieni (rys. 53).

Darniując tym sposobem postępuje się następująco: na dwu sąsiednich łątach poprzeczek wyznaczających profil skarpy, od punktów leżących na tej samej wysokości wyznacza się odstępy co 10 cm. U stopy skarpy kopie się następnie rowek około 30 cm szeroki, 10—15 głęboki, z dnem prostopadłym do skarpy. W silniejszych spadkach terenowych należy dno rowku w spadku podłużnym wykonać schodkami. Następnie na dwu sąsiednich łątach profilu, przy pierwszych licząc od dołu kreskach dokonanego przed tym podziału, napina się sznur, po czym wzdłuż niego układa się kostki darniny. Każdą drugą kostkę darniny przybija się w środku kołkiem o średnicy 2 cm, 20—30 cm długim. W pierwszej warstwie będą więc przybite kostki nr 1, 3, 5 itd. W drugiej warstwie, kostki nr 2, 4, 6 itd. Dla układania coraz to wyższych warstw przywiązujemy sznur na kreskach wyższych 10 cm podziału, na sąsiadujących ze sobą łątach profilu skarpy,

Kostki układa się „na pełną fugę“, tzn. w najniższej warstwie kostki ułożone są stroną dłuższą — prostopadle do skarpy, w następnej warstwie, stroną dłuższą — równolegle do ściany skarpy. Kostki w poszczególnych warstwach układa się powierzchnią trawiastą w dół, jedynie w warstwie najwyższej powierzchnia trawiasta ma być zwrócona ku górze i każda poszczególna kostka ma być przybita kołkiem drewnianym.

Grupa robocza złożona z 4 robotników, wyposażona w 3 kopaczki, 1 sznur do trasowania, 1 łopatę, 1 polewaczkę ręczną, pokrywa przeciętnie w 1 godzinie 3,75 m² powierzchni skarpy. Na pokrycie tej powierzchni zapotrzebowanie darni wynosi 150 kostek, a więc na 1 m² 40—45 kostek i 23 kołki drewniane.

Każdy z obydwu opisanych sposobów darniowania można stosować na skarpach dopiero po zupełnie zakończonym procesie osiadania grobli drogowej.

3. Płotki. Służą one do umocnienia łatwo wietrzących gruntów, jak również do zatrzymania brył materiału nasypowego skłonnych do staczania się. Najkorzystniej jest budować je na wiosnę lub w jesieni. Do budowy płotków stosować wyłącznie pręty zdolne do kielkowania, jak wierzbowe, olszowe, brzoźowe, topolowe i leszczynowe. Pręty łamliwe należy przed użyciem napażyć. Robi się to w ten sposób, że jeden z robotników ujmie wiązkę 8—10 prętów na jednym końcu i trzyma ją nad ogniem, stale obracając — tak długo, aż nie zaczną się „pocić“ a kora nie pocznie lekko pękać.

Przebieg pracy: Najpierw wbija się w ziemię kołki ze świeżego, nieokorowanego drzewa, grubszym końcem w dół, po czym między wbite

kołki wplata się pręty i to w ten sposób, że jeśli na pierwszym kołku pręt spoczywa na zewnętrznej stronie, to na następnym, sąsiednim leży po stronie wewnętrznej. Po zakończeniu wyplatania płotka, uderzeniami lekkiego młota zacieśnia się plecionkę na całej jej długości. Najczęściej buduje się płotki skośne; jeśli jednak chodzi o powstrzymanie materiału skłonnego do staczania się, buduje się je poziomo, najlepiej jednak w formie siatki, w krzyżujących się liniach.

Zależnie od rodzaju ziemi, z którą się ma do czynienia, stosować paliki o średnicy 5—10 cm i 0,75—2 m długie, w odstępach do 30—50 cm. Wbija się je do ziemi na głębokość równą 2/3 ich długości, w kierunku wyznaczonym przez linię połowiącą kąt, zawarty między pionem, a prostopadłą do nachylenia do linii skarpy. Zakładając płotki w formie siatki, stosować boki kwadratów od 2—5 m. Grupa robotników złożona z 5 ludzi ma być wyposażona w miarę metrową, 1 sznur do trasowania, 1 młot, 1 piłę ręczną, 4 kopaczki, 1 łopatę, 1 obcęgi i 1 szczytce do ewent. zakotwiczenia drutów wiążących plecionkę.

Zapotrzebowanie materiału: Na 1 m² płotka potrzeba 1 wiązkę prętów (30 cm średnica przekroju wiązki, długiej na 2 m). Na 1 m bieżący potrzeba 4—5 palików, o średnicy przekroju 5—10 cm, długich 1—2 m. Jeden robotnik przygotowuje w 1 godzinie 7—10 sztuk palików 2 m długich, a w 8 godzinach pracy wybuduje całkowicie 10 m bieżących płotka o wysokości 1 m.

4. Faszynowanie zatopione. Stosuje się u stopy nasypów wystawionych na działanie wody tam, gdzie brak kamienia nie pozwala na zbudowanie właściwej ochrony skarp.

5. Brukowanie kamieniem. a. Okładziny kamienne. Okładziny kamienne służą do ochrony powierzchni skarp stromych i wystawionych na działanie wody. Rozróżnia się okładzinę suchą i okładzinę na zaprawie betonowej lub innej.

Przebieg pracy: Najpierw wyrównuje się powierzchnię skarpy (nachylenie 1 : 1 lub 1 : 1^{1/4}) i pokrywa skarpe warstwą piasku lub żwiru 10 do 20 cm grubą. Okładzinę kładzie się według sznura i profilów ustawionych z łąt drewnianych, przy czym profile mają być tak ustawione, że przestrzeń między wyrównaną powierzchnią skarpy a łątami profilów ma odpowiadać grubości okładziny kamiennej. Przy budowie brzegów np. rzecznych, okładzina ma się opierać u stopy na podłożu kamiennym, zbudowanym z dużych, dobrze leżących kamieni, ułożonych we właściwy i mocny sposób przy pomocy łomów żelaznych (rys. 54 a, b, c).

Grubość okładziny kamiennej waha się między 20 do 60 cm, przy czym z grubsza obrobione kamienie łamane układa się możliwie ciasno obok siebie.

Co pewien odstęp wbudowuje się w okładzinę warstwę kamieni w formie płyt (B — rys. 54 a), których zadaniem jest podparcie górnej warstwy kamieni, a przez to wzmocnienie całej okładziny. Tam gdzie

wysokość okładziny nie jest duża, a budujemy ją z grubych i zdrowych kamieni, można stosować skarpy o nachyleniu nieco większym niż 1:1, np. 1:1³/₄. Wypełnianie większych fug między kamieniami okładziny, przy pomocy klinca, jest tylko wówczas racjonalne, gdy kamienie wypełniające będą mocno i dobrze zaklinowane oraz kiedy będą sięgać przez całą grubość okładziny. Po zakończeniu pracy na całej powierzchni zleżka ubić okładzinę.

Jeśli okładzina skarpy ma być wystawiona na działanie wody, należy ułożyć kamienie na warstwie zaprawy cementowej o grubości 3—5 cm na podkładzie z piasku lub żwiru.

Grupę złożoną z 4—5 murarzy i 3 pomocników wyposaża się zwykle w 3 łopaty, 3 klamry, 1 sznur do trasowania, 4—5 młotków murarskich, łaty i inny sprzęt murarski. Taka grupa robocza może przerobić w 8-godzinny dzień pracy 5—6 m³ kamienia łamanego i 2—2,25 m³ piasku. Ta sama grupa robotników układa w 8 godzinach pracy 18—20 m² okładziny z kamieni łamanych 25—30 cm grubych, jeśli kamienie do brukowania złożone są na górze skarpy.

b. Okładziny betonowe. Buduje się (rys. 55) najczęściej na skarpach grobli narażonych na wypłukiwanie przez wodę i tam gdzie brak kamienia łamanego, nadającego się do budowy okładzin kamiennych. Najmniejsza grubość tego rodzaju okładziny wynosi w koronie 20 cm, a mieszanina betonowa 1 część cementu na 8 do 12 części piasku i żwiru. Wykonując okładzinę betonową, nie wolno nigdy zrzucić betonu po skarpie z góry na dół, ponieważ wówczas grubszy żwir stacza się prędzej niż mniejszy, co powoduje „odmieszanie“ się betonu według wielkości ziarn żwiru. Beton okładzin słabszych wzmacnia się przez uklepywanie drewnianymi klepadłami. Budować okładzinę zawsze od dołu ku górze, wbudowując beton między rusztowanie sprofilowane odpowiednio do nachylenia skarpy. W odstępach co 6 m pozostawić fugi i wypełnić je papą. Niebezpieczeństwem wypłukania od tyłu, przez wysoką wodę, zapobiega się wbudowaniem żeber betonowych o szerokości 1,5 m, sięgających do 3 m głęboko w korpus budowli ziemnej (grobli drogowej, wału regulacyjnego itd.). Odstęp żeber pomiędzy sobą wyśrodkowuje się zależnie od warunków miejscowych.

c. Skarpy kamienne. Buduje się (rys. 56) z kamieni łamanych, nie obrabionych lecz o takich naturalnych powierzchniach zewnętrznych, które umożliwiają ich silne i możliwie szczelne ułożenie. Lico przednie, dla wysokości do ca 10 m, ma najczęściej nachylenie 1:1 lub 1:1¹/₂. Lico tylne umocnienia kamiennego w zasięgu nasypu ma być albo pionowe albo nachylone 1:1¹/₂ i od zetknięcia się z gruntem macierzystym ma przebiegać swą stopą równoległe do ściany przedniej. Ważną rzeczą jest pewne i mocne fundowanie umocnienia. Stopę fundamentu w jej najniższych punktach (mniej więcej co 5—10 m) należy odowodnić ssącymi rowkami z kamienia o nachyleniu 10%. W kierunku podłużnym stopa fundamentu ma być budowana albo poziomo, albo schodami (w spadkach większych). Przed wzmocnieniem kamiennym pozostawić w gruncie macierzystym dostatecznie szerokie przedstopy.

Powierzchnia na której spoczywa wzmocnienie, powinna być wykształcona w miarę możliwości poziomo lub w schody i to tak w kierunku podłużnym jak i poprzecznym. Wyprawę tylną dobrze ubić, by zapobiec obluźowaniu się kamieni przy nierównomiernym osiadaniu nasypu. Grubość wzmocnienia wynosi $1,2 + H/10$, gdzie H oznacza wysokość nasypu od stopy do korony (rys. 56). Budować należy podług ustawionych profilów z łat i przy pomocy sznura do trasowania. W kalkulacji przyjmując, że na 1 m³ wzmocnienia kamiennego liczy się 2 robotniko-godziny i 4—6 rob.-godzin pomocników oraz 1,15 m³ kamienia łamanego.

VI. MURY, SKRZYNIĘ Z KAMIENI I KASZYCE

A. Mury

1. Uwagi ogólne. Do budowy murów używa się kamieni o następujących własnościach: a) odpornych na wietrzenie, b) zdrowych, c) bez pęknięć i rys. Budować „na wąską fugę“, w ten sposób, by fugi prostopadłe nie leżały nigdy w jednej linii ponad sobą; nad fugę w warstwie niższej kłaść kamień powierzchnią podłużną w warstwie wyższej. Ten sposób budowania nazywa się mijankowy. Nie zapominać o wbudowywaniu tzw. wiązaczy, kamieni „główkowych“, tj. kamieni płytowych, sięgających możliwie głęboko. Kamienie układać szerokimi powierzchniami na siebie, ponieważ ustawione wysokim kantem do góry łatwo wietrzeją. W murach grubszych fugi podłużne powinny przebiegać możliwie prostopadłe do kierunku działania nacisku. Fundament powinien sięgać poniżej granicy zamarzania gruntu, a więc najmniej 1 m głęboko pod powierzchnią i aż do podłoża o właściwej nośności (do podłoża twardego). Kamienie tworzące koronę muru winny sięgać przez całą jego grubość. Krzyżujące się lub przytykające do siebie części murów należy budować możliwie równocześnie i równomiernie wysoko. Poleca się budowę fug na złączach, w murze głównym na głębokości 15—30 cm od lica przedniego. We wnętrzu muru kamienie układa się ciasno obok siebie, wykorzystując ich naturalną formę. Dla mniejszych poprawek tych form używać młotka murarskiego o podwójnym szpicu. U stopy murów układać kamienie najsilniejsze i najlepiej leżące. Zaklinowywanie ograniczyć do minimum i stosować tylko pod warunkiem, że kliniec będzie można ułożyć dostatecznie ciasno i mocno z innymi kamieniami budowanego muru. Fugi zewnętrzne często zalewa się zaprawą cementową na głębokość 5 i więcej cm. W murach budowanych na zaprawie, układa się wszystkie kamienie w dostatecznej ilości zaprawy, zwłaszcza w partiach fundamentu nie skąpić zaprawy. Przed ułożeniem w zaprawie należy kamienie dokładnie oczyścić, a podczas dni gorących obficie zwilżać.

Nie wolno obrabiać i przygotowywać kamieni na świeżo zbudowanych warstwach muru by nie osłabiać wiązania. Przerywając murowanie, należy mury rozpoczęte przykrywać dobrze matami, workami itp. dla ochrony przed mrozem lub upałem. Po wybudowaniu muru należy ze wszystkich fug na powierzchniach zewnętrznych muru wydrapać zaprawę na głębokość 5—10 cm, wyczyścić fugi wodą i w końcu wypełnić obficie zaprawą cementową. Warstwę tylną, poza murami wszystkich rodzajów

wypełnia się wyłącznie materiałem przepuszczalnym, jak piasek, żwir lub rumowisko kamienne; nie należy używać do tego celu gliny, łu itp. ziem nieprzepuszczalnych.

W odstępach około 5—10 m, zależnie od ilości wody jaka może gromadzić się poza murem, budować otwory odpływowe o wymiarach 10 x 15 lub 15 x 20 cm. Tam gdzie zachodzi prawdopodobieństwo silnego gromadzenia się wody, buduje się poza murem podłużny sączek odcinający, bądź to z kamienia, bądź z rurek drenarskich.

Długie mury, zwłaszcza w terenach usuwiskowych, otrzymują w stosownych odstępach na całej swej wysokości fugi dylatacyjne, zapobiegające pękaniu muru i powstawaniu rys pod wpływem nierównomiernego osiadania lub silnych miejscowych działań przesuwnych, wywołanych parciem mas ziemnych. W murach betonowych stosować fugi dylatacyjne, w związku ze zmianami powstającymi pod działaniem różnic temperatury. Zwracać uwagę na dostatecznie głębokie wpuszczenie muru w korpus ziemny, na jego początku i końcu. Mieszanka cementowa na zaprawę składa się najczęściej z 1 części cementu na 3—5 części piasku o różnej wielkości ziaren, jednak bez domieszek gliny itp. części organicznych.

Mury suche buduje się często jako tzw. mury cyklopowe (rys. 57). Do budowy takiego muru używa się możliwie dużych kamieni, które choć zasadniczo nie obrabiane, należy jednak zlekka obrówać młotkiem kamieniarskim zwłaszcza na powierzchniach stykowych.

Przestrzegać następujących zasad: a) w punkcie schodzenia się fug unikać zbyt ostrych kątów obwodowych, tworzonych przez krawędzie kamieni, b) w punkcie zejścia nie powinny się schodzić więcej jak trzy fugi dośrodkowe. Nie wolno używać kłińca do wypełniania szpar, na stykach kamieni — w miarę możliwości — wypełniać fugi zaprawą cementową. Ze względów estetycznych mury cyklopowe nie są godne polecenia.

2. Mury suche (rys. 58). Stosowane przed nasypami, otrzymują lico przednie o nachyleniu 1 : 2/5 do 1 : 2/3. Nasypywanie wyżej niż 3 m ponad koronę muru suchego nie jest właściwe. Powierzchnia tylna muru jest zwykle pionowa lub o nachyleniu 1 : 1/2. Grubość korony i fundamentu można obliczyć z wzorów podanych na rys. 58, a mianowicie: grubość korony wynosi zwykle $1 + H/10$ a grubość fundamentu $1,5 + H/10$. Dla większych wysokości wypełniać od tyłu wstawką kamienną, nie związaną z właściwym murem. Zaleca się takie rozplanowanie budowy, by przednia górna krawędź muru leżała przed tzw. punktem zasypywanym, inaczej przed punktem, w którym łączy się skarpa nasypu z koroną muru (rys. 58). Wielkość tego odstępu, nazwana δ , wynosi dla nasypu o przewidywanym zsuwaniu się mniejszych kamieni $\delta = h_1/20 + h_2/40$, dla przewidzianego zsuwania się ziemi $\delta = h_1/20 + h_2/20$. Rys. 59 pokazuje wymiary muru suchego, zastosowanego przy budowie kolei w masywie Bernina w Szwajcarii — przed nasypem, a rys. 60 mur suchy we wcięciu terenowym, którego zastosowanie jest również godne polecenia przy budowie dróg o silnym ruchu.

Nachylenie lica wynosi w tym wypadku u murów suchych 1 : 1/3, na zaprawie betonowej 1 : 1/5, grubość korony w murach suchych $K = 0,8 + H/10$ i w murach betonowych $0,5 + H/10$. Nachylenie powierzchni tylnej 1 : 1/2. Grupa robocza złożona z 4 murarzy i 4 pomocników, ma być wyposażona w 4 łopaty, 1 sznur do trasowania, 1 metr murarski, 4 młotki murarskie i kamieniarskie, 2 poziomice lub śródwagi, 2 piony ze sznurkami i inny sprzęt murarski; prócz tego zapas gwoździ i łat drewnianych zależnie od potrzeby.

Do zbudowania 1 m³ muru suchego potrzeba około 1,15 m³ kamienia łamanego — 6 robotniko-godzin murarza i 6—8 godzin pomocnika, łącznie z krótkim dowozem i podawaniem kamieni.

3. Mury z kamienia łamanego na zaprawie cementowej i mury betonowe. Mury tego rodzaju buduje się najczęściej warstwami, których grubość zależna jest od właściwości kamienia używanego do budowy, przeciętnie jednak wynosi 30 cm. Fugi biegną zwykle prostopadle do zewnętrznej linii muru; w silniejszych murach, zwłaszcza w ich wnętrzu, prostopadle do kierunku działania nacisku. Budując mury starać się, by warstwy miały możliwie jednakową grubość, przy czym jednak pojedyncze większe kamienie mogą przenikać przez dwie warstwy. Lico przednie ma zwykle nachylenie 1/5—1/6. Przed budową wysokich murów, podpierających duże nasypy, należy przeprowadzić graficzne sprawdzenie stateczności i wytrzymałości muru. Przy drogach o dużym obciążeniu użytkowym należy je przeliczyć na masę nasypu i rozdzielić równomiernie na powierzchnię zawartą między tylnym górnym brzegiem korony muru, a linią podstawy obłamu.

Mury podporowe pod nasypami należy budować silniej niż mury przed stokami z gruntów macierzystych o mniejszym niebezpieczeństwie powstania usuwisk. Dla wymiarowań doświadczalnych murów betonowych (rys. 61 a i b) istnieją następujące dane:

TABLICA XIX

Wysokość nasypu ponad koronę muru H w m	Grubość korony muru K dla wysokości muru h w m (lico przednie nachylone 1 : 1/5)									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0—1	0,60	0,65	0,75	0,85	0,95	1,10	1,25	1,40	1,55	1,75
2	0,60	0,70	0,80	0,95	1,05	1,20	1,35	1,55	1,75	1,95
4	0,60	0,70	0,85	1,00	1,15	1,35	1,55	1,75	1,95	2,15
6	0,60	0,75	0,90	1,05	1,25	1,45	1,65	1,85	2,05	2,25

Dla ciężaru gatunkowego „g” mniejszego od 2200 kg/m³ należy wartości tabelaryczne powiększyć w stosunku 2200/g. Fundując mury na skale wprowadzić zamiast wielkości h wielkość h₁. Jeśli mury podporowe z kamienia łamanego na zaprawie będą miały nachyloną powierzchnię tylną aż do wysokości korony, to wówczas można zmniejszyć grubość korony muru: Dla $H \leq h$ będzie $K_1 = K - h/20$; dla $H > h$ będzie $K = K_1 - h/15$, w każdym jednak razie szerokość korony nie może być mniejsza niż 60 cm. Dla murów betonowych K najmn. = 0,30–0,40 cm, a nachylenie lica przedniego waha się między 1 : 1/5 – 1 : 1/20. Przez zastosowanie przed murem przedstopia = 0,5 – 0,7 wysokości cokołu, można w razie potrzeby zmniejszyć głębokość fundowania.

Mury oporowe buduje się w wykopach. Zadaniem ich jest stworzenie u skarpy wykopu odpowiednich warunków statycznych, zapobiegających usuwaniu lub obrywaniu się gruntu macierzystego, w którym przez budowę wykopu zmieniono statyczne warunki naturalne.

Wymiary murów oporowych budowanych na zaprawie cementowej podaje również tablica XIX, przy czym rys. 62 a i b orientują o sposobie w jakim oznaczono poszczególne wielkości, użyte we wspomnianej tablicy. Do muru podporowego, wykreślonego na rys. 63, odnoszą się następujące wzory:

Mury oporowe na zaprawie cementowej lub mury betonowe:

$$K = 0,4 + h/10$$

Mury suche: lico przednie: nachylenie 1 : 1/3, powierzchnia tylna u dołu 1 : 1/3, góra 1 : 1/5 oraz $K = 0,6 + h/10$.

Mury okładzinowe lub okładziny (rys. 64) służą do ochrony skarp z łatwo wietrzącego materiału, ogólnie do ochrony skarp wykształconych w skale.

Do zbudowania 1 m³ muru oporowego na zaprawie cementowej (1 : 3) potrzeba 8 robotniko-godzin murarza i 6–8 robotniko-godzin pomocnika, dla wysokości ponad 5 m 9 robotniko-godzin murarza i 10 robotniko-godzin pomocników na 1 m³ muru. Zapotrzebowanie materiału na 1 m³ muru wynosi: 1,25 m³ kamienia łamanego, 80–90 kg cementu i 0,3 m³ piasku.

Do wybudowania 1 m³ oporowego muru betonowego potrzeba:

Stosunek mieszanki betonu	Cementu w kg	Piasku w m ³	Szutru w m ³	Godzin pracy murarza	Godzin pracy pomocnika
1 : 2 : 3	350	0,50	0,75	4	16
1 : 2 : 4	300	0,45	0,90	4	16
1 : 3 : 6	250	0,50	0,80	3	17
1 : 4 : 6	200	0,55	0,80	3	17

W budowie murów oporowych z betonu przy skarpach o większym spadku i wysokości we wcięciu terenowym, odpada najczęściej potrzeba budowania tylnej ściany szalowania; mury betonowe betonuje się w tym wypadku bezpośrednio do ściany wykopu. Tam gdzie ciśnienie mas ziemnych skarpy jest szczególnie duże, buduje się szalunek partiami, podpierając ścianę z desek zastrzałami drewnianymi w odstępach zależnych od ciśnienia mas ziemnych (rys. 65). Grubość desek 3–5 cm, średnica zastrzałów 15–20 cm, zastrzały zaklinowują się odpowiednimi klinami drewnianymi. Niższe mury mniej więcej do 5 m wysokości buduje się przed groblami drogowymi jako mury podporowe, wolno stojące; mury zaś z kamienia łamanego według profilów z łąt i sznura; mury betonowe jako wolno stojące w odpowiednim oszalowaniu. Deski do szalowania przybija się do słupów, ustawionych parami naprzeciw siebie, w przekroju poprzecznym budowanego muru. Deski przybija się jedną nad drugą, tak że tworzą one ścianę szalowania. Słupy należy zabezpieczyć od zewnątrz przeciw ewentualnemu wyoczeniu, wygięciu czy przesunięciu. W tym celu każdą parę słupów wiąże się na końcu górnym kapturem poprzecznym i usztywnia rozporami, których długość równa jest grubości muru i które usuwa się w miarę postępu pracy. Wyoczeniu na zewnątrz zapobiegają progi leżące, podbite wzdłuż kołkami (rys. 66 a) i oparte na nich zastrzały lub usztywnienia za pomocą drutu lub też zastrzały oparte na podłużnicach, przysrubowywanych śrubami z nakrętką (rys. 66 a, b, c).

Zasadniczo należy stosować takie konstrukcje w rusztowaniu szalującym, które dają dostateczne rozparcie i równocześnie usztywnienie. Usztywnianie napiętym drutem lub śrubami z nakrętką następuje albo bezpośrednio na każdej parze słupów pionowych, lub pośrednio, między lub obok słupów, przez zastosowanie podłużnic, które w wypadku użycia śrub z nakrętkami wykształca się jako podwójne belki kleszczowe (rys. 66 b). Gdy przednie lico muru ma duże nachylenie, działanie rozpierające będzie mniej lub więcej nieskuteczne, dlatego też w tym wypadku położyć nacisk na zastosowanie sposobów usztywniających. Dla murów bardzo wysokich, przyczółków mostowych itp., buduje się rusztowania specjalne (rys. 67). Przy pomocy mocnych żeber 7/14 cm ujmują się deski szalowania — odstęp żeber 80 cm—1 m. Słupy poziome (podłużnice) — w odstępach co 0,5—1 m przenoszą nacisk zewnętrzny na wiązary leżące co 2,3—3 m. Jako wiązarów używać mocnych słupów (16/16), które albo usztywnia się na boki, lub też zakotwicza się do sztywnego zbrojenia betonu.

4. Mury oporowe i ściany z żelbetu. Najczęściej buduje się je tam, gdzie albo brak stosownego kamienia łamanego lub gdzie większy objętościowo mur kamienny lub betonowy stanowiłby zbyt duże obciążenie dla podłoża. Najwięcej używaną formą jest tzw. mur z ostrogą (rys. 68 a i b). Przy tej formie muru ciężar masy ziemnej, spoczywającej na płycie fundamentowej muru, współdziała statycznie w kierunku pionowym, przez co zmniejsza się działanie poprzeczne nacisku masy ziemnej. Dla niezbyt dużych wysokości, do 3,5 m, wystarczy budowa płyty stopowej i płyty stojącej (rys. 68 a), dla wysokości ponad

3,5 m buduje się żebra podobne do zastrzałów (R), nadające ścianie żelazo-betonowej pożądane usztywnienie (rys. 68b). Odstęp żeber między sobą wynosi normalnie około 4 m, grubość od 40—60 cm. Wypełnienie ponad płytą stopową należy wykonać bardzo starannie, materiał ziemny dobrze ubić. Jeśli obliczenia statyczne będą wykonane bez zarzutu, płyta stopowa nie za cienka, powierzchnie tylne muru dobrze odizolowane, warstwa przylegająca z przepuszczalnego materiału z dobrze działającym odwodnieniem, to wówczas mur podporowy z żelazo-betonu nie będzie pod względem trwałości w niczym ustępował nawet bardzo mocnym konstrukcjom budowlanym tego samego przeznaczenia. Nie zapomnieć o fugach dylatacyjnych.

Istnieją następujące wzory dla obliczeń wymiarów muru: przy wypadkowej z ciśnienia ziemi, ciężaru własnego muru i ciężaru wypełnienia tylnego, działających na płytę stopową muru i wychodzącej poza rdzeń płyty:

$$a = h \cdot \sqrt{\frac{K}{3 + 4N}}$$

$$b = \left(1 + \frac{4}{3}N\right) \cdot a$$

$$c = b - a$$

przy czym h = wysokość muru ponad stopę w m.

$$K = \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) \cdot \frac{3v + h}{H}$$

$$N = H \cdot \frac{\gamma}{\delta}$$

φ = kąt nachylenia wypełnienia tylnego

γ = ciężar objętościowy wypełnienia tylnego w t/m^3

v = wielkość obciążenia użytkowego, przeliczonego na masę wypełnienia tylnego w m

$$H = h + v$$

δ = dopuszczalne ciśnienie na podłoże w t/m^2 .

Dla kąta φ = 20 25 30 35 40 45 50

będzie $\operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right)$ 0,49 0,406 0,333 0,271 0,217 0,171 0,132

Jeśli wypadkowa leży w zasięgu rdzenia płyty, to wówczas można użyć wzoru:

$$a = h \cdot \sqrt{\frac{K \cdot \gamma \cdot H}{95 + 3\gamma \cdot H}}$$

$$b = 3 \cdot a$$

5. Przypory kamienne (rys. 69 a, b, c). Celem uzyskania oszczędności w materiale budowlanym, często buduje się mury na przyporach. Sposób polega na tym, że mur wbudowywany między przypory może posiadać mniejsze rozmiary niż normalnie. Aby otrzymać jednokowo szeroką koronę, buduje się między przyporami sklepienia.

B. Skrzynie z kamieni i kaszyce

W górach, jak również w okolicach bogatych w drzewo, buduje się często jako podpory przed nasypami ziemnymi skrzynie z kamieni (rys. 70 a i b) — we wcięciach i na stokach kaszyce (ściany z belek drewnianych (rys. 71).

Pojedyncze sztuki okrągłych pni łączy się między sobą drewnianymi dyblami. Zwykle co trzecią warstwę zakotwicza się przy pomocy kleszczy z pni okrągłych lub połowic (b) w grunt stoku. Pnie kotwiczące układa się w odstępach poziomych 5—6 m, jednak tak, by nie leżały pionowo ponad sobą.

Skrzynie z kamieni składają się głównie z dwu pionowych ścian podłużnych, związanych belkami poprzecznymi. Przestrzeń ograniczoną tymi ścianami wypełnia się kamieniem łamanym. Belki podłużne łączy się między sobą klamrami żelaznymi. W wypadku gdy skrzynie te mają służyć jako ochrona przed działaniem płynącej wody, zakłada się je na podkładzie z chrustu lub faszyny, a w razie konieczności jeszcze większego zabezpieczenia przed podmywaniem płynącą wodą, okłada od dołu płytowymi kamieniami. Grupa robocza składa się z 2 cieśli i 5—6 pomocników. Wyposażenie — 2 piły ciesielskie (do rżnięć pni), 1—2 topory ciesielskie, łopaty, kilofy według potrzeby, taczki, łąty ważne i pionny 1 m³ dwuściennej skrzyni kamiennej, przy odstępach ścian 2 m i średnicy belek 25—30 cm, buduje się przeciętnie w ciągu 7 robotniko-godzin cieśli i 9 robotniko-godzin pomocników. Zapotrzebowanie materiału na 1 m³ skrzyni wynosi: 0,5 m³ drzewa okrągłego, 1 kg żelaza na śruby, klamry i gdwózdzie i 0,8 m³ kamienia do wypełnienia skrzyni.

Zazwyczaj 1 m³ kaszyce (ściany z belek) buduje się w ciągu 8 robotniko-godzin cieśli i 2 robotniko-godzin pomocnika, przy zapotrzebowaniu 0,3 m³ drzewa okrągłego, 0,5 kg żelaza. 1 m³ materaca z chrustu lub faszyny układa się przeciętnie w 14—16 robotniko-godzin pomocników, łącznie z dostawą materiału i ułożeniem, przy zapotrzebowaniu materiału 0,5 m³ chrustu i 0,8 m³ kamienia.

VII. ZABEZPIECZENIA BUDOWLI ZIEMNYCH

A. Zabezpieczenie przed wodą, mrozem i powstawaniem usuwisk

1. Rowy. Dla odprowadzenia wody opadowej, tzn. wody dziennej, służą rowy boczne, rowy odcinające itd. W wykopach leżą zwykle

rowy po obydwu stronach wykopu; jedynie w wykopie częściowym w stoku wystarczy często jeden rów od strony stoku. Rowy w ziemi dla celów drogowych mają zwykle trapezowy przekrój poprzeczny, głębokość 0,4—0,6 m, przy szerokości dna 0,3 do 0,5 m, przy czym dno rowu winno leżeć poniżej korony robót ziemnych (rys. 72 a, b). Skarpy budowane w nachyleniu 1 : 1,5 do 1 : 1,25 wykłada się darnią. Spadek podłużny dna rowy winien być ogólnie biorąc równy spadkowi korony robót ziemnych, nie powinien być jednak mniejszy niż 1 : 600. Rowy budowane wzdłuż dróg o spadku mniejszym buduje się w spadku sztucznym, przy czym rów w miarę wzrostu swej długości zwiększa swoją głębokość i szerokość. Przy większych spadkach podłużnych dno rowu wykłada się kamieniem lub betonuje; dla spadków powyżej 3‰ dno rowu buduje się schodami. Pojedyncze stopnie buduje się zasadniczo z kamienia lub betonu (rys. 73). Czasem budowane są rowy wykładane o okrągłym przekroju poprzecznym. Wielkość tych wyokrągłych przekrojów, a zwłaszcza ich szerokość musi odpowiadać przeznaczeniu rowu. Najczęściej stosunek szerokości do głębokości takiego rowu wynosi najmniej 1 : 8, przy szerokości górnej równej 1 m.

Dla odprowadzenia wody dziennej z dróg o większym spadku podłużnym wystarcza często zamiast rowów o przekroju trapezowym budowa ścieków. Tego rodzaju odwodnienie ściekowe ma tę dobrą stronę, że w razie koniecznej potrzeby można po nim przejechać; stanowi ono jak gdyby poszerzenie właściwej jezdni. Przy zastosowaniu odwodnienia ściekowego zmniejsza się często wielkość wykopu, co daje oszczędność kosztów robót ziemnych (rys. 74 a i b). Ścieki o spadku poprzecznym 10—20‰ zakłada się między zabezpieczeniem skarpy, a więc między murem oporowym lub podporowym. W wypadku zaś gdy skarpa jest niezabezpieczona, między ustawionymi pionowo u jej stopy płytowymi kamieniami a gotową jezdnią drogi. Niewysokie groble drogowe, do wysokości 50 cm ponad teren, otrzymują w płaskim terenie obustronnie, w terenie nachylnym poprzecznie od strony stoku podłużne rowy odwadniające, których zadaniem jest możliwie szybkie odprowadzenie wody opadowej i zabezpieczenie korpusu drogowego przed zamakaniem.

Rowy odcinające buduje się na brzegu górnym skarpy w wykopie (rys. 75) w odległości około 0,5 m od kantu skarpy. Zbierającą się w nich wodę odprowadza się po skarpie rynnami (o szerokości 0,4—0,5 m, głębokości 15—20 cm), wyłożonymi możliwie kamieniem na zaprawie cementowej, do rowów drogowych u stopy skarpy.

2. Zabezpieczenie i zapobieganie działaniu mrozu. Omawiając to zagadnienie trzeba rozróżnić metody mające na celu zapobieganie lub usunięcie szkód wywołanych mrozem na istniejących drogach od zapobiegania takim samym szkodom podczas budowy drogi.

a. Zapobieganie szkodom na drogach istniejących. Jeśli szkody mają mały zakres, to często wystarczy usunięcie warstwy gruntu, zagrażającej drodze pod wpływem mrozu, na głębokość zamarzania (1 m). Tam, gdzie mamy jednak do czynienia ze szkodliwym dzia-

łaniem większych rozmiarów, wywołanym najczęściej przez wodę gruntową, płynącą po nieprzepuszczalnej warstwie gruntu, leżącej najwyżej 1,5 m pod powierzchnią drogi, będzie trzeba zastosować inne metody. Najradykałniejszą z nich jest odprowadzenie wody gruntowej sączkiem, założonym albo pod rowem drogowym, albo jeszcze lepiej, w przyległym terenie od strony stoku, równoległe do drogi i to tak głęboko, by odciął i odprowadził wodę gruntową, spływającą pod drogę. Jeśli nieprzepuszczalna warstwa gruntu o dużej zdolności nasiąkania (kapilarności) przesycona wodą, leży na dużej głębokości, można spowodować obniżenie zwierciadła wody gruntowej przez zbudowanie sączka podłużnego, co najczęściej daje dobre wyniki przy drogach budowanych w stoku, lub też wbudowuje się w grunt warstwę przerywającą działanie nasiąkania (kapilarności), z gruboziarnistego piasku, sztru lub rumowiska, o grubości 20—25 cm i spadku poprzecznym 3—5‰. Warstwa ta powinna leżeć na głębokości granicy zamarzania. W wypadku gdy zwierciadło wody gruntowej leży wyżej od granicy zamarzania i obniżenie go jest niemożliwe, wówczas będzie trzeba podnieść koronę drogi przez wbudowanie pod jezdnię warstwy ziemi z materiału nienasiąkliwego, nie reagującego na działanie mrozu, albo jeszcze lepiej zastąpić całkowicie materiał szkodliwie działający w podłożu materiałem dobrze przepuszczalnym, aż do granicy zamarzania. Oczywiście, obydwa te sposoby można stosować tylko tam, gdzie długość i rozmiary drogi nie są zbyt wielkie. Należy przy tym przy przejściu z warstwy nowonasypanej do warstw sąsiednich — już poprzednio leżących i nie zagrożonych mrozem — wbudować nową warstwę klinem (w kierunku podłużnym) o nachyleniu 1 : 10, aby wyrównać wysokość poziomu nasiąkliwości i skutkiem tego stopień oddziaływania mrozu między starymi i nową warstwą.

b. Zapobieganie szkodom podczas budowy drogi. Budując groble sypać tak wysoko materiał odporny na działanie mrozu, ile trzeba by nawierzchnia drogi nie znajdowała się w strefie wpływów szkodliwego działania mrozu na podłoże. W nasypach wyższych nad 2 m, usypanych z ziem zwięzłych, należy jako ochronę przeciw szkodom jakie mogą powstać w okresie tajania, wbudowywać w nasyp warstwy pośrednie, najmniej 20 cm grube, z materiału przepuszczalnego. Warstwę leżącą poniżej wspomnianej warstwy pośredniej trzeba przed rozpoczęciem jej sypania zaopatrzyć na powierzchni w przekroju poprzecznym w spadek 8—12‰ obustronnie od osi nasypu. W groblach poniżej 2 m wysokości powinno się bez względu na wysokość większych kosztów górną część grobli usypać z przepuszczalnego materiału aż do głębokości zamarzania. Warstwę ochronną ubijać bardzo starannie; przy małych grubościach wystarczą lekkie narzędzia ubijające. Jeśli warstwy ochronne lub oddzielające buduje się z gruboziarnistego materiału (żwir lub miał skalny), to wówczas należy ją odgraniczyć od dołu i od góry warstwkami filtrującymi, w których będą się zatrzymywać delikatne cząsteczki ziemi, które mogłyby po pewnym czasie zaszlamać i zatkać warstwę ochronną; równocześnie nie należy zapominać o stworzeniu odpowiednich warunków dla odpływu wody nassanej przez ową warstwę przepuszczalną. Skoro bowiem woda zaczęłaby się gromadzić w warstwie

pośredniej nie mając odpływu, wówczas działanie tej warstwy zamiast pomóc, byłoby raczej szkodliwe.

3. Usuwiska i zapobieganie im. Jeśli spoistość mas ziemnych zostanie nagle z jakichkolwiek przyczyn naruszona lub jeśli części tych mas ziemnych w jakikolwiek sposób utracą podłoże, wówczas wystąpi zjawisko ruchu mas ziemnych zwane usuwaniem. Mówimy wówczas, że powstało usuwisko ziemne. Piasek o małej zawartości domieszek humusu lub gliny posiada bardzo małą nasiąkliwość, tj. małą zdolność zatrzymywania wody. Przeciwnie, glina ssie wodę bardzo łakomie i zatrzymuje ją chętnie, a nasycona wodą tworzy gęste, nieprzepuszczalne warstwy mułu. Glina z domieszkami wapna, marglu — przy pewnym nasyceniu wodą — daje początek źródłom, schnąc kurczy się, wskutek czego powstają rysy, ułatwiające dostawanie się wody do wnętrza warstw, przy czym zwiększa się równocześnie spoistość i nośność warstw powierzchniowych marglu. Podczas opadów deszczowych szpary i szczeliny wypełniają się wodą, która pozostając w nich przez czas dłuższy powoduje rozszerzenie się szczelin, czy to swoim działaniem chemicznym czy fizycznym. Jeśli po obfitych opadach jesiennych nastąpi okres mrozów, to lód tworzący się w szczelinach rozsadza je, powodując rozmiękczenie całej masy gruntu. Z wiosną po stajaniu lodu w szczelinach następuje dalsze działanie wody, tym razem o tyle intensywniejsze, że odbywa się w materiale zmiękczonej poprzednio działaniem rozsadzającym lodu. W ten sposób zmienia się z czasem pod wpływem wody zewnętrzna spoistość warstw marglu; początkowo dość zbita masa marglu jest jakby podziurawiona szeregiem małych rynien, które w sumie, w stosunku do stanu pierwotnego, wykazują bardzo dużą powierzchnię porowatości, a mięknięc zwiększają powierzchnię poślizgu złożeń marglu. Jeśli w końcu dojdzie do połączenia się rynien, które utworzą w ten sposób duże powierzchnie poślizgowe, to da to w skutkach usuwisko o charakterystycznych muszlowatych oberwaniach terenowych nawet tam, gdzie teren nie jest szczególnie ostro nachylony.

Zjawisku temu występującemu w ziemiach zwięzłych, można zaradzić przez zbudowanie sieci rynien betonowych, połączonych systemem bocznych rowów odwadniających, które na głębokość winny sięgać aż do powierzchni poślizgowych. Ułatwia to szybkie odprowadzenie wody powierzchniowej. Ziemię marglistą mają tzw. naturalną skłonność do usuwania się nawet wówczas, gdy woda nie ma ułatwionego dostępu do warstw głębszych, czy to przez budowę drogi w wykopie marglistym, czy z innych powodów. Ten jednak typ usuwisk naturalnych w pokładach marglistych nie sięga zbyt głęboko (najwyżej do 3—4 m), chyba że szczególnie skośne podłoże lub pokłady przepuszczalnych warstw drobnego piasku wewnątrz warstw marglu gliniastego staną się przyczyną głęboko sięgających usuwisk. Grunta gliniaste zwiększają znacznie pod wpływem wody swój ciężar, a to dzięki bardzo wysokiej nasiąkliwości (zdolności zatrzymywania wody). Jeśli leżą przy tym na pochylej warstwie podłoża, to w momencie przecięcia ich przez wykop drogowy może nastąpić zwinięcie równowagi mas, które w konsekwencji daje znowu

zjawisko usuwania (rys. 76). Najczęściej występują jednak usuwiska w terenach, w których masy gruntów przepuszczalnych (piasek, żwir itp.), leżą na gruntach mniej przepuszczalnych i o skośnym uwarstwieniu, których równowaga i wewnętrzny kąt oporu zostanie naruszony przez budowę wykopu drogowego. Woda wsiąkająca od góry dostaje się do warstw nieprzepuszczalnych i pochyłych, zmniejsza ich opór tarcia i wywołuje przez poprzeczne ciśnienie wody, tj. przez jej spadek hydrauliczny, powstawanie usuwiska. Najbardziej niebezpieczne będą usuwiska tam, gdzie więcej warstw nieprzepuszczalnych będzie leżeć na sobie i gdzie te warstwy nieprzepuszczalne będą oddzielone od siebie pojedynczymi warstwami przepuszczalnymi. W takim przypadku może się łatwo zdarzyć, że usuwisko, które na pozór zostało zatrzymane przez zastosowanie środków zapobiegawczych po pewnym czasie znowu wystąpi, ponieważ pod działaniem wody powstanie nowa powierzchnia poślizgowa, głębiej leżąca, przed tym nie czynna i nie wykryta sondowaniem.

Dlatego jest ważne by tak przy usuwiskach widocznych, jak i tam, gdzie zachodzi obawa ich wystąpienia, przed ustaleniem rodzaju środków zapobiegawczych, zbadać dokładnie stosunki panujące w głębokim podłożu czy to drogą sondowania, czy też przez zatopienie odpowiednich studzien.

Dla zbadania szybkości i kierunku ruchu usuwiska, zakłada się na terenie usuwiskowym siatkę linii przecinających się pod kątem prostym, oznaczając ich punkty przecięć odpowiednimi palikami. Na podstawie obserwacji przesunięć tych palików w pewnych odstępach czasu można wypośrodkować wszystkie dane co do szybkości, kierunku itp. usuwiska, które są potrzebne do wyboru środków zaradczych.

Jeśli np. warstwa wodonośna gruntu nie leży zbyt głęboko pod dnem wykopu (rys. 77) i jeśli grunt pod lewym stokiem terenu jest dostatecznie twardy i odporny, to wówczas może się zdarzyć, że pod naciskiem mas ziemnych z prawej strony wykopu nastąpi zwięźnienie wykopu, a w szczególności jego dna. To samo zjawisko zwięźnienia się wykopu występuje również wówczas, kiedy wykop poprowadzony jest przez nieckę terenową, po której obydwu stronach leżą nieprzepuszczalne warstwy gruntu, wznoszące się od dna niecki w górę, przy czym pod dnem leży materiał słaby, o mało odpornym jądrze. Zdarza się również, że przyczyny usuwiska w wykopie należy szukać w dużej od niego odległości, tak jak to przykładowo pokazuje rys. 78. Budując drogę, przecięto złoża gliny o dużej domieszce piasku. U stopy skarpy pokazały się żyły drobnego piasku, prowadzące w pewnych odstępach czasu dużą ilość wody, co w końcu doprowadziło do powstania usuwiska. Przyczyną istotną obsuwania się skarpy była woda gromadząca się w zagłębieniu terenowym M, leżącym zdaleka od właściwego korpusu drogowego. Po założeniu odpowiednich sączków i skierowaniu wody z zagłębienia M w innym kierunku, zdołano zatrzymać dalsze posuwanie się usuwiska.

Szczególne niebezpieczne są usuwiska rumowisk morenowych, zwłaszcza tam, gdzie właściwa takiemu usuwisku rynna zostanie prze-

cięta trasą budowanej drogi. Rumowiska tego rodzaju zawierają najczęściej dużą ilość gliny, która przy dostępie wody stwarza dużą powierzchnię poślizgową i przyspiesza ruch obsuwowy. Masy tego rodzaju rumowisk wykazują dużą skłonność do obrywania się lub powolnego lecz stałego spływania, zwłaszcza podczas tajania po dłuższych i silnych mrozach lub nagłym deszczu po dłuższym okresie suszy.

Najczęściej przy pomocy obiektów budowlanych nie da się zapobiec tego rodzaju usuwiskom. Tam, gdzie nie da się uniknąć przeprowadzenia trasy poprzez stoki tego typu, należy bezwarunkowo starać się o ujęcie wód spływających od góry do rynnę usuwiska, jak również o dobre odwodnienie całego terenu.

Zawierające glinę masy ziemne mają dużą zdolność ssania i gromadzenia wody, przez co wywierają bardzo duży nacisk na mury podporowe lub oporowe. Dlatego też dla zmniejszenia ciśnienia mas należy w budowywać w ziemię ciężkie i zwarte (gliny, ropy itp.) warstwy z ziemi przepuszczalnych (rys. 79).

Jak widać, woda jest najczęściej przyczyną powstawania usuwisk; nie zawsze jednak duże powierzchnie poślizgowe zwilżone wodą wywołują usuwiska. Często mogą one powstać w ten sposób, że wewnętrzny stopień oporów warstw ziemnych nie będzie wystarczał dla zmienionych warunków i wielkości obciążeń, jednym słowem wówczas, kiedy nastąpi zwichnięcie równowagi mas ziemnych. Zjawisko powstania usuwiska tego typu może np. wystąpić na złożach piaszczystych, leżących na twardym pochyłym podłożu, kiedy to warstwy piaszczyste nie będą mogły wytrzymać nacisku zbudowanej na nich wysokiej grobli drogowej.

a. Usuwiska w nasypach. Mogą one wystąpić jako:

1. Obrywanie się mas, ziemnych tylko na powierzchni (rys. 80) np. przez rozluźnienie się masy ziemnej lub tam, gdzie zastosowano zbyt strome skarp, albo przez usunięcie się ziemi wzdłuż wewnętrznej powierzchni poślizgowej przy dostępie wody, wskutek wadliwego sypania lub użycia nieodpowiedniego materiału do budowy nasypu.

2. Spływanie masy nasypu wskutek zbyt małej spoistości materiału, mianowicie wskutek wbudowania mokrej gliny lub ropy w nasyp drogowy (rys. 81).

3. Ześlizgiwanie się na pochyłym podłożu, które musi być jednakowo nachylone z powierzchnią terenu, na którym budujemy nasyp, lecz którego warstwy głębsze o dużym nachyleniu mogą stworzyć warunki przyczyniające się do powstania usuwiska.

4. Zapadanie się nasypu przy równoczesnym podnoszeniu się podłoża w górę po obydwu stronach nasypu. Zjawisko występuje najczęściej w terenach torfowych i bagnistych.

Środki zapobiegawcze: Obrywaniu i spływaniu nasypów zapobiegać przez budowę płaskich skarp, przez użycie do budowy nasypu właściwego materiału (rys. 43, 44, 45), przez sypanie grobli war-

wami, możliwie prostopadle do warstw nasypu głównego i wbudowanie warstwy filtrującej z kamienia między nasyp główny a warstwy nasypu świeżego (rys. 82).

Ześlizgiwaniu się nasypu zapobiegać przez założenie dobrze działającego odwodnienia od strony stoku dla odprowadzenia wody podziemnej, w pewnych warunkach, przez budowę przeciwgrobli (K — na rys. 83) dla powiększenia oporu przy skośnie nachylonym podłożu lub dla obciążenia podłoża po tej stronie grobli głównej, gdzie zachodzi prawdopodobieństwo jego wyparcia pod ciężarem właściwego nasypu. Do budowy przeciwgrobli można używać materiału osuniętego z grobli głównej tylko wtedy, kiedy jest on zupełnie suchy i posiada wszystkie cechy materiału ziemnego, nadającego się do budowy nasypów.

Przeciwgroble należy możliwie dobrze fundować, sypać w cienkich warstwach poprzecznie do kierunku warstw nasypu głównego i dobrze ubijać. Tam gdzie tylko jest to możliwe używać ciężkiego materiału przepuszczalnego, jak kamienie itp. Jeśli jednak użycie materiału nieprzepuszczalnego nie da się uniknąć, to w każdym razie należy między groblę główną a przeciwgroblę położyć kamienną warstwę filtrującą.

b. Usuwiska w wykopach. Mogą występować jako obsuwanie lub obrywanie się skarp w następstwie rozluźnienia się gruntu u stopy skarpy wskutek zbyt stromej skarpy lub przez usuwanie się mas ziemnych na powierzchni poślizgowej.

Środki zapobiegawcze mogą polegać na:

Zmniejszeniu siły poruszającej usuwisko. Stok znajdujący się w ruchu usuwiskowym wykopuje się schodami od dołu poruszając w górę, tak daleko jak pokazują się rysy i pęknięcia. Źródła i żyły wodne należy ująć i odprowadzić do rowów. Wadą tego radykalnego sposobu, dającego największą pewność skuteczności zabiegu, są wysokie koszty.

Na odwodnieniu. Do właściwego przeprowadzenia odwodnienia potrzebne jest posiadanie planu warstwicowego całego terenu usuwiskowego, jak również przekrojów geologicznych informujących o uwarstwieniu podłoża, o kierunku i spadku warstw gruntów i przebiegu wód gruntowych. W wykonaniu odwodnienia należy przyjąć jako ogólną zasadę, że dreny lub rowy zbierające winny przebiegać prostopadle do kierunku spadku wód podziemnych.

a) Rur drenarskich używa się do odwadniania mokrych gruntów bez wyraźnie występujących źródeł lub warstw wodonośnych. Zakłada się je albo równoległe do skarpy lub promienisto na boki, na głębokości 1—1,5 m, średnica zwykle 10 cm, długość pojedynczej rurki od 30—40 cm. (rys. 84 a, b, c).

Kiedy warstwy nieprzepuszczalne leżą na niewielkiej głębokości, wówczas wystarczy często zamiast rur drenarskich budowa rowu wypełnionego tłuczniem z kamienia niewietrzącego (rys. 85). Warstwa naj-

niższa takiego rowu odwadniającego winna być ułożona z kamienia mo-
liwie regularnego w formie bruku.

b) Sączki kamienne buduje się wówczas, skoro warstwy nie-
przepuszczalne leżą głębiej. Zakładanie sączka poprzedza budowa rowu
o ścianach stromych (tam gdzie trzeba rozpartych drzewem) o szerokości
od 0,75 do 1,20 m, ze spadkiem dna możliwie dużym (10%), Rów po-
winien się wcinać swoim dnem przynajmniej na 50 cm głęboko w nie-
przepuszczalną warstwę gruntu. Właściwy kanał odprowadzający wodę
buduje się z płaskiego, zdrowego kamienia łamanego (rys. 86 i 87).
Warstwa ponad właściwym kanałem składa się z reguły z grubego tłucz-
nia, żwiru lub odpadków kamiennych, w ogóle z materiału pozostawia-
jącego dużo wolnej przestrzeni między pojedynczymi częściami. Pod
dolną granicę górnego wypełnienia ziemią układa się materac z chrustu
lub faszyny, zapobiegający dostawianiu się cząstek ziemi w wolne prze-
strzenie wypełnienia kamieniem i ich zaszlamowywaniu. Przy szczególnie
głęboko położonych warstwach nieprzepuszczalnych, tworzących po-
wierzchnie poślizgowe, buduje się sposobami górniczymi studnie i sztolnie
(rys. 88) o przekroju prostokątnym lub trapezowym. Od studni rozpo-
czyną się budowę sztolni, po czym można je wypełnić grubszym mate-
riałem, tak jak sączki kamienne, przez co będą działać również odwad-
niająco. Niektóre jednak z nich pozostawić trzeba niewypełnione, dla
lepszego działania przewietrzającego w obrębie odwodnionego gruntu.

Sztolnie lub sączki zakłada się mniej więcej równolegle lub po-
przecznie do osi drogi. Kierunek ich jest zależny od kierunku spadku
powierzchni poślizgu usuwiska, w każdym razie dno tych urządzeń od-
wadniających musi być dostatecznie i trwale głęboko wcięte w warstwę
powierzchni poślizgu. Dno tych urządzeń powinno posiadać również do-
statecznie duży spadek podłużny, by urządzeniami tymi osiągnąć właściwy
cel odwodnienia, tj. możliwie szybkie odsączenie i odprowadzenie wody.
Projektując sztolnie lub sączki pamiętać o tym, że części terenu odcięte
nimi i osuszone, muszą znieść nacisk sąsiednich warstw ziemnych, które
będą w dalszym ciągu jeszcze mniej lub więcej wilgotne. Stąd odcięte
sączkami partie terenu muszą być o tyle większe, muszą posiadać o tyle
większą masę, o ile zmniejszy się przez osuszenie ich wewnętrzna spo-
istość. Ten właśnie czynnik winien zadecydować o odstępach sączków lub
sztolni od brzegu skarpy w wykopie, jak również o odstępach sączków
między sobą. Ogólnie biorąc, odstęp ten wynosi 4—5-krotną głębokość
sączka lub sztolni pod powierzchnią terenu.

W wypadku, gdy sączki lub sztolnie przebiegają w przybliżeniu
równolegle od osi drogi, zastosować trzeba sączki lub sztolnie poprzecz-
ne, których zadaniem będzie odprowadzenie nagromadzonej wody do ry-
nien odpływowych (rys. 89a i b), a stąd do bocznych rowów drogowych
lub też niekiedy przez przepusty drogowe na drugą stronę drogi.

Studnie i sztolnie winny posiadać nie za mały profil poprzeczny
(zależnie od długości 3—4 m²), ponieważ praca kopacza w małym pro-
filu jest trudna i tak mało wydajna, że często może okazać się kosztow-
niejsza, niż nadwyżka wykopu, zabezpieczenie drzewem i napełnienie

w wykopie o większym profilu. Przed upewnieniem się o właściwym
działaniu odwadniająca sztolni lub sączków, nie należy ich zasypywać.
Rys. 90 pokazuje sączek poprzeczny lub inaczej poprzeczne żebro odwad-
niające, zakładane zwykle tam, gdzie głębokość położenia warstwy nieprze-
puszczalnej nie jest zbyt duża. Dla odpływu łączy się sączki najczęściej
z bocznym rowem drogowym lub też np. z leżącym pod nim podłużnym
sączkiem odwadniającym. Sączki tego typu mogą służyć równocześnie
jako obciążenie i podparcie skarpy, tak jak wspomniane poprzednio
przeciwgroble.

c) W wypadku, gdy wymiary mokrych powierzchni są zbyt duże,
wbudowuje się w skarpe silniejsze żebro z muru suchego — tzw.
przy-pory kamienne, działające podpierająco i odprowadzające wodę
(rys. 91 a, b). Odstęp słupów „a“ nie powinien być zbyt duży — około
5—10 m, szerokość słupa 0,6—1,2 m i grubość 1—2 m. Usztywnienie
słupów między sobą następuje przez budowę żebrowych poprzecznych „b“,
w formie łukowej lub dachowej. Słupy dla dużych wysokości buduje się
w ten sposób, że w miarę postępu ku górze tracą one na szerokości
przez zastosowanie stopni bocznych.

Tam gdzie brak kamienia i w terenach leśnych, buduje się przy-
pory drewniane (rys. 92). Pola powstałe między nimi należy możliwie
szybko obsiać trawą, lub pokryć darnią.

d) Jako przeciwo-bciążenia dla usuwających się mas ziemnych,
można również użyć ścian kamiennych. Ustalając ich wymiary nie
należy zapominać o tym, że ściany te mają znieść bardzo duże obcią-
żenia usuwających się mas. Na ogół biorąc sypanie przeciwgrobli wydają
się być w tych wypadkach skuteczniejsze z uwagi na ich dużą elastycz-
ność w porównaniu z murami, oczywiście z zastrzeżeniem, że miejscowe
warunki pozwalają na sypanie przeciwgrobli.

e) Zapotrzebowanie robocizny. 1) Odwadnianie sączkami
kamiennymi. Zapotrzebowanie robocizny jest zależne od głębokości sączka
i rodzaju gruntu, w którym się go zakłada. Dla głębokości około 1,5 m
należy przyjąć, że na 1 m bieżący potrzeba 0,4—0,6 m³ kamienia
i 1—3,8 robotniko-godziny.

2) Odwadnianie sączkiem z rurek drenarskich wymaga bez wykopu
na 1 m b. 1 m rurek drenarskich o średnicy przekroju 10—15 cm,
0,1 m³ żwiru i 0,5 robotniko-godziny.

3) Sączek kamienny, z ułożonym z kamienia regularnego kanali-
kiem, bez wykopu, na 1 m b. wymaga 1,1 m³ kamienia, a dla wyko-
nania kanalka i wypełnienia 1 robotniko-godziny murarza i 2 robotniko-
godziny pomocników.

4) Budowa studni łącznie z rozparciem wymaga na 1 m b. (rów-
nież dla budowy sączków w materiale obrywającym się itp.) drzewa
w m³ 3—6% obudowywanej przestrzeni, klamer 0,2 kg żelaza na 1 m³
wykopu. Zapotrzebowanie pracy na 1 m³ wykopu, dla budowy i roz-

biórki szalowania, rozparcia i usztywnienia do głębokości 6 m, wynosi 1,2 - 1,5 robotniko-godziny cieśli, do głębokości 9 m — 1,4 - 1,6 robotniko-godziny cieśli. Do podanych średnich norm pracy należy doliczyć koszt normalnego wykopu w danym materiale.

5) Budowa żeber kamiennych wymaga (bez wykopu) na 1 m³ przestrzemi około 1,15 m³ kamienia, 1,5—2 robotniko-godziny murarza i 2 robotniko-godziny pomocników.

B. Zabezpieczenia przed śniegiem

Zadaniem tego rodzaju zabezpieczeń jest zapobiec gromadzeniu się mas śnieżnych na drogach podczas dużych opadów lub zawiei. Jak wielkie znaczenie gospodarcze posiadają tego rodzaju urządzenia w pewnych krajach widać jasno z tego, że np. w górzystym kantonie Szwajcarii, Graubünden — koszt usunięcia śniegu z ważniejszych dróg komunikacyjnych wynoszą 20—45% całkowitych rocznych wydatków na utrzymanie 1 km drogi.

Zaspy śnieżne tworzą się najczęściej:

W wykopach do około 6 m głębokich, kiedy kąt między osią drogi, a kierunkiem wiatru jest większy od 20°. Wykopy od 2—3 m głębokości są w tym wypadku najczęściej narażone na zasypianie śniegiem.

Drogi budowane w stoku, jeśli podczas opadu śnieżnego wieje wiatr zstępujący.

Skrzyżowania dróg i nasypy w częściach przechodzących w wykopy.

Ogólnie biorąc w terenach, gdzie często panują zamiecie śnieżne.

Środki zapobiegawcze przeciw zaspom śnieżnym. Nasypy i płoty ochronne. Wysokość ich, jak również i odstęp od brzegu skarpy wykopu, winny być tak duże, by tworzony przez nie przekrój poprzeczny odkładu śnieżnego był dostatecznie wielki.

Dla średnich stosunków można przyjąć na 1 m b. drogi około 20 m powierzchni odkładu śnieżnego. Przy wysokości płotu od 1,5—3 m otrzymamy w przybliżeniu odstęp płotu od górnego brzegu skarpy nasypu — jako iloczyn powierzchni odkładu przez wysokość płotu. Szczegółnej uwagi wymagają przejścia nasypów w wykopy; w miejscach tych należy płoty ochronne zakładać łukami w ten sposób, by dla każdego kierunku wiatru istniał pożądaný profil poprzeczny odkładu (rys. 93). Nasypy przeciw lawinom śnieżnym mają zwykle 1,5—3 m wysokości, 0,5 m szerokości w koronie, 1 : 1,5 nachylenie skarp i budowane są zwykle w odległości najwyżej 20 m od górnego brzegu skarpy wykopu. Buduje się je tylko tam, gdzie koszty добыcia ziemi są bardzo niskie lub tam gdzie ma się do dyspozycji zbędny materiał z wykopu.

Płoty przeciwniegiwe ustawia się albo równolegle do górnego brzegu nasypu, lub pod kątem ostrym do osi nasypu, jeden za drugim, jak kulisy bądź prostopadle bądź pod kątem rozwartym do kierunku wiatru. Buduje się je z belek pionowych z drzewa, np. ze starych progów kolejowych, ustawionych w odległości 3 m od siebie, między którymi

zimą zakłada się deski lub plecionkę z drutu o wielkości oka 3,6 do 9 mm. Tam gdzie należy przewidywać duże ilości śniegu, a zwłaszcza wówczas, gdy odległość płotu od brzegu skarpy nie jest dostatecznie duża, deski płotu przybija się szczelnie jedną nad drugą; w innym wypadku odstęp pionowy między deskami może wynosić 3—5 cm i więcej. Płot zbudowany z desek przybijanych w odstępach poziomych lub płot z siatki drucianej zatrzymuje więcej śniegu, niż płot budowany szczelnie, odkład bowiem powstaje wówczas przed i poza płotem. Np. plecionka z drutu o oku 9 mm odkłada dwa razy więcej śniegu, niż płot ze szczelnie zbitych desek tej samej wysokości.

Ustawianie krótkich skośnych ścian i płotów w formie kulisów jest wtedy korzystne, kiedy kierunek wiatru tworzy z osią wykopu kąt między 20—45°. Również i dla dróg o dużej ilości krzywizn sposób ten daje dobre wyniki. Odstęp ścian między sobą winien wynosić 7—15 m. Dobrą stroną tego sposobu budowania osłon śnieżnych jest to, że prawie nigdy nie będą one zupełnie przysypane śniegiem; wadą zaś to, że dla uzyskania możliwie dużego skutecznego działania musi się obudować płotami stosunkowo dość dużą przestrzeń, skąd też i koszt budowy są dość duże. Dlatego np. na kolejach rosyjskich buduje się krótkie 2—3 m długości i 1,5 m wysokie płotki w formie kulisów (rys. 94). Kiedy odkład śnieżny — mierzony po płocie — osiągnie pewną wysokość, wówczas płot wyciąga się ze śniegu i ustawia na grzbiecie odkładu tylnego. Powtarza się tę czynność tak długo, aż wysokość odkładu śnieżnego nie wyniesie 6—7 m. Śnieg z tej wysokości jest zwiewany podmuchami wiatru na drugą stronę wykopu.

Na kolejce prowadzącej do słynnego zjazdu narciarskiego — Parsenn pod Davos w Szwajcarii — ściany osłaniające trasę kolejki od zasp śnieżnych są zbudowane stopniami tak, że wiatr musi przebiegać coraz to węższym kanałem, stworzonym przez sztuczne ściany, ustawiane z obydwu stron trasy. Wiatr ten porywa ze sobą śnieg i gromadzi go poniżej trasy kolejki (rys. 95). Ściany są 2,5 m długie, oparte na stojakach żelaznych 4,5 m wysokich — budowane z desek 35 mm grubych, ułożonych szczelnie i umocowanych klamrami żelaznymi.

Dobrze działają również żywopłoty oraz ochronne pasy leśne, przy drzewie iglastym o szerokości najmniej 12 m.

W terenach o silnym spadku naturalnym i szczególnie dużych opadach śnieżnych najlepszą ochroną są galerie i tunele.

C. Urządzenia ochronne przeciw lawinom śnieżnym i kamiennym

Najskuteczniejszą ochroną przed lawinami są tunele; dla dróg wystarcza najczęściej budowa dachów i galerii z drzewa, kamienia, żelaza, betonu i żelbetonu, jak również kierowanie lawiny przy pomocy specjalnych zapór z drzewa lub kamienia pod kątem 20—50° do kierunku ruchu lawiny.

Można również obudowywać lawiny zaporami ze ścian drewnianych lub kamiennych, budowanych w liniach co 5—15 m różnicy w wysokości, wzdłuż warstwic stoku lawiny. Tam gdzie jest to tylko możliwe, nie należy poprzestać na budowie takich czy innych ochron lub zapór przeciw lawinom, lecz starać się o zalesienie okolicy zagrożonej lawinami.

Dzisiaj zabudowuje się najczęściej tereny lawiniaste. Zadaniem ochron czy podpór jest podpieranie nawisów i warstw śnieżnych tak, by wogóle nie doszło do powstania lawiny. W miejsce jednego mniej lub więcej horyzontalnie przebiegającego np. muru, buduje się dzisiaj poszczególne elementy oporu w formie krótkich podpór, które można lepiej dostosowywać do rzeźby terenu. Buduje się je na stoku, w górze ponad sobą, we wszystkich tych miejscach, gdzie konieczne jest podparcie masy śnieżnej grożącej oberwaniem. Podpory tego rodzaju wyglądają jak trójnożny kozioł — jedna noga działa jak zastrzał, pozostałe dwie noszą właściwą ścianę podporową z desek (rys. 96). Zabezpieczenia przed lawinami kamiennymi buduje się również w formie ścian zaporowych itp., nie zapominając, że tam gdzie tylko warunki na to pozwalają, należy teren zalesić.

VIII. PRZEPUSTY

Przepusty należy budować możliwie prostopadle do osi drogi. Wy miary światła przepustu zależne są: od ilości wody jaką przepust ma odprowadzić, od spadku dna i formy przekroju poprzecznego. Poza obliczeniami teoretycznymi dla wielkości światła przepustu, nie należy porównywać porównania wielkości teoretycznej światła ze światłem przepustów sąsiednich, zbudowanych dla podobnych warunków wodnych i działających prawidłowo w dłuższym okresie czasu.

Ilość wody w m^3 na $1 km^2$ tzw. zlewni, tj. powierzchni terenu, z której przepust ma odprowadzić wodę opadową, otrzymamy w przybliżeniu z tablicy XX, zaś powierzchnię zlewni liczy się z mapy.

Rozróżnia się przepusty rurowe: płytowe, sklepione i otwarte.

1. Przepusty rurowe. Potrzebny przekrój rury oblicza się z wzoru:

$$d = 0,3 \cdot \sqrt[5]{Q^2 \cdot l/h}$$

gdzie Q jest wielkością przepływu w m^3/sek a $h/l =$ spadek rur.

Z uwagi na możliwość dobrego oczyszczania, nie powinno się używać rur o średnicy przekroju poniżej 30 cm. W budownictwie drogowym używa się z reguły rur betonowych lub żelazobetonowych, rzadziej rur kamiennych. Ponieważ przy cięższych sztukach rosną bardzo szybko koszty transportu i ułożenia rur, należy unikać stosowania przekrojów o średnicach ponad 1 m, zwłaszcza tam, gdzie rury trzeba by było sprowadzać z odległych fabryk.

Dla światła ponad 1,2 m użycie rur o przekroju eliptycznym jest raczej racjonalniejsze niż użycie rur o przekroju kołowym.

TABLICA XX

Długość doliny w km	Teren zlewni jest					
	górzysty		pagórkowaty		płaski	
	prawie niezalesiony	silnie zalesiony	prawie niezalesiony	silnie zalesiony	prawie niezalesiony	silnie zalesiony
do 1 km	8,0 ¹⁾	4,0	6,6	3,3	4,0	2,0
do 2 km	7,0 ¹⁾	3,5	5,8	2,9	3,5	1,8
do 4 km	6,0	3,0	4,5	2,3	3,0	1,5
do 8 km	4,0	2,0	3,0	1,5	2,0	1,0
do 12 km	3,0	1,5	2,3	1,2	1,5	0,8
do 16 km	2,0	1,0	1,5	0,8	1,0	0,5
ponad 16 km	1,0	0,5	0,8	0,4	0,5	0,3

Skośne przepusty rurowe muszą być najmniej 60 cm szerokie i 0,8—1 m wysokie.

Spadek przepustów rurowych winien wynosić od 3 do 5‰, należy przy tym unikać załamania spadków w przewodach rurowych mniejszych przekrojów, niedostępnych i trudnych do czyszczenia. Dno wykopu, na którym mają być położone rury, winno być tak wyrównane i mieć taki przekrój, by rury przylegały doń szczelnie na całej swej długości. W wypadku jeśli grunt, w którym zakłada się przepust rurowy, nie składa się ze żwiru lub piasku, należy pod rurami położyć warstwę piaszczystą o grubości 10 cm.

W górnej części należy rurociąg betonowy połączyć ze studzienką wlotową rowu drogowego (rys. 98 a, b). Zakładanie głębokich osadników, sięgających poniżej dolnego kantu rury, nie jest godne polecenia, bowiem zbierająca się w osadniku woda może podczas mrozów szkodliwie oddziaływać na ściany studzienki, a przy tym — jak wykazuje praktyka — oczyszczanie osadnika z mułu itp. nie jest nigdy zupełne.

Wykop przepustu rurowego można zasypywać dopiero po odbiorze przepustu, dokonanym przez kierownictwo budowy. Rurociąg na całej jego długości należy odziać warstwą piasku, żwiru lub gysu kamien-

¹⁾ Przy bardzo stromych stokach i nagich skałach należy powiększyć podane wartości o 25‰.

nego — kilkakrotnie zaszlamowanego i ostrożnie ubitego. W wypadku gdy grunt jest ilasty lub gliniasty — nie należy zaszlamowywać.

Wykop wypełniać sypiąc materiał wypełniający warstwami, co najwyżej 20 cm grubymi, dokładnie ubijanymi. Szczególnie ostrożnie ubijać w przestrzeniach między dnem rowu, bokami rur i ścianami wykopu.

Rury układa się od dołu w górę rowu, a więc rury z mufą — mufami w górę, rury z felcem — tępym felcem w górę (rys. 97). Na ogół biorąc, uszczelnia się styki rur tylko większych rozmiarów (od 80 cm średnicy) zaprawą cementową 1 : 2, przy czym styki należy przed tym dobrze zwilżyć.

Zaprawę, która by się przedostała do wnętrza rury, należy usunąć, a fugi wygładzić tak na zewnątrz jak i od wewnątrz. Grubość nasypu nad przewodem rurowym wynosi w budownictwie drogowym najmniej 50 cm.

W wylocie przepustu na skarpie stosować rury czołowe lub wylotowe, dostosowane do pochylecia skarpy, lub też budować murki czołowe. Rury betonowe, o okrągłym przekroju, posiadające tzw. stopę płaską lub denną, pozwalają na pewniejsze ułożenie i ułatwiają więcej równomierne rozłożenie obciążenia na podłożu. Odbierając rury cementowe należy zwrócić uwagę na to, by nie wykazywały one większych rys lub uszkodzeń.

Dobrze wykonana rura betonowa ma dawać przy uderzeniu młotkiem czysty dźwięk, a odłamana lub odkruszona wykazywać jednolitą budowę wewnętrzną. Rury budowane z betonu wirowanego są lepsze od rur budowanych zwykłym sposobem. Dla rurociągów w gruntach o dużej zawartości kwaśnej próchnicy, stosowanie rur betonowych bez izolacji terowej nie jest wskazane; w takich gruntach stosować lepiej rury z gliny wypalanej, lub rury kamionkowe. Te ostatnie powinny po uderzeniu dawać czysty dźwięk, muszą mieć powierzchnię gładką i pozbawioną pęcherzy oraz równomierną grubość ścian. Na załamaniach winny wykazywać budowę wewnętrzną jednolitą, a przy próbie polizania, język powinien łatwo odchodzić. Rury te uszczelnia się najczęściej terowanymi sznurkami, owijanymi 2- lub 3-krotnie wokół dna mufy, po czym cały bandaż przy pomocy młotka i żelaznego manszetu należy sprasować do grubości około 2 cm. Pozostałą głębokość mufy wypełnia się asfaltem. Połączenie tego rodzaju jest jednak później bardzo trudne do rozluźnienia. Dlatego też poleca się stosowanie cieńszego bandażu terowanego z położoną na nim warstwą iltu plastycznego i z ostatecznym uszczelnieniem zaprawą z mieszanki cementowej o stosunku 1 : 1. Końce sznurków uszczelnienia nie powinny zwiśać wewnątrz rurociągu.

Rury kamionkowe, jako łatwiejsze do uszkodzenia i łatwo się tłukące, układać należy ciasno i ostrożnie przykrywać.

Grupa robotników złożona z jednego układacza rur, jednego robotnika do uszczelniania i 3—4 pomocników, układa w ciągu 8 godzin pracy około 50 m b. rur o średnicy przekroju 20—30 cm, 40 m b. rur o przekroju 30—40 cm, 30 m b. rur o średnicy przekroju 40—50 cm i 25—15 m b. rur o średnicy przekroju 50 cm.

Dla uszczelniania styków rur cementowych potrzeba: dla rur okrągłych o średnicy 30 cm 0,5 litra, o średnicy 40 cm — 0,9 litra, 50 cm

— 1,2 l, 60 cm — 1,8 l i 100 cm — 3,7 l zaprawy. Dla uszczelnienia styków rur kamionkowych potrzeba: dla rur o średnicy 20 cm — 0,45 kg bandaża z juty smołowanej i 1,3 kg kitu asfaltowego, dla rur o średnicy 30 cm — 0,8 i 2,2 kg, dla rur o średnicy 40 cm — 1 i 2,8 kg, dla rur o średnicy 50 cm 1,3 i 3,7 kg.

2. Studzienki wlotowe. Bywają one albo murowane albo betonowe (rys. 98 a, b). Ilość studzienek w ciągu drogi zależna jest od warunków klimatycznych danej okolicy i innych stosunków miejscowych, jak również od podłużnego spadku drogi. Przeciętnie biorąc, studzienki buduje się w odstępach co 50 do 100 m odległości. Jeśli studzienkę zaopatrzyć w kratę wlotową, leżącą w spadku podłużnym ścieku, wówczas duża ilość wody będzie przelatywać ponad studzienką, przez co zmniejszy się stopień działania studzienki wlotowej. Dlatego jest już lepiej nadać poszerzenia ściekowi podłużnemu w pewnym odstępie przed wlotem do studzienki, by zmniejszyć szybkość posuwania się płynącej wody. Najlepiej działają wloty zbudowane z boku ścieku, co jednak wymaga stosunkowo dużego poszerzenia ścieku. Dla rowów o przekroju czaszy lub innym przekroju okrągłym, nadają się najlepiej zatopione kraty wlotowe. W gruntach piaszczystych i żwirowych można budować studnie wlotowe, jako doły ssące. Dla głębokości ponad 2 m buduje się studnie wlotowe z krążyn betonowych, zaopatrzone w puduszkę wodną lub podłogę betonową.

Ułożenie krążyny betonowej o wysokości 1 m i o średnicy przekroju 60 cm. wymaga 1,5—2,5 robotniko-godziny i 2—4 litra zaprawy cementowej 1 : 2. Ciężar krążyn zależnie od przekroju waha się od 380—780 kg. Budowa podłogi betonowej dla przekroju 1 m² wymaga 3 godzin pracy.

Konserwacja przepustów rurowych. Stałe utrzymywanie światła rur w stanie wolnym od zanieczyszczeń, innymi słowy utrzymywanie rur w stanie zapewniającym swobodny przelot dla wody, jest zasadniczym warunkiem właściwego i skutecznego działania przepustu. Przynajmniej raz na rok należy zbadać czy rury leżą ciasno, czy styki są dobrze uszczelnione, jak również czy stan obmurowania i samej studzienki jest dobry. Poszczególne uszkodzone kamienie muru lub krążyny wymienić możliwie szybko. U studzienek zbudowanych z kamienia łamanego na zaprawie poświęcić szczególną uwagę dobremu wyfugowaniu.

3. Przepusty płytowe (rys. 99 a, b). Przepusty płytowe buduje się z betonu lub kamienia łamanego na zaprawie, dla światła od 40 cm do 1,5 m. Grubość przyczółka d można znaleźć z wzoru doświadczonego $d^{cm} = 0,3 + 0,4 h$, gdzie h jest równa wysokości przepustu w świetle w m. Długość oparcia płyty górnej wynosić winna 15—20 cm, a wysokość pokrycia nasypu przynajmniej 30—50 cm. W nasypach bardzo wysokich należy odpowiednio powiększyć grubość płyty przepustu, szczególnie w jej środku (rys. 99 b). Spadek podłużny powinien wynosić co najmniej 8‰; dla bardzo silnych spadków należy wystopniować dno i podłogę przepustu. W ten sposób powstają przepusty kaskadowe. W przepustach tych schody zapobiegają ewentualnemu pod-

myciu przepustu, z drugiej jednak strony czyszczenie takich przepustów jest trudniejsze, a w zimie tworzy się w nich łatwo lód.

TABLICA XXI. Grubość płyty.

Materiał	Światło	30—50 cm	50—70 cm	70—100 cm	100—150 cm
Piaskowiec lub kamień wapienny	Grubość płyty w cm	20	25	30	40
Kamień twardy (granit itp.)	„	15	20	25	30

Kamień używany na płyty ma być zdrowy, odporny na mróz, pozbawiony pęknięć; w razie konieczności zestawienia płyty z poszczególnych części, obrobić kamień na stykach tak, by części szczelnie do siebie przylegały.

Jeśli przepust ma duży spadek, wówczas zaleca się przy wlocie i wylocie, jak również w środku przepustu, zbudować zatopione progi betonowe, a dno w każdym wypadku wybrukować kamieniem na zaprawie cementowej. O grubościach płyt żelbetonowych orientuje tabl. XXII.

TABLICA XXII

Grubości i zbrojenie płyt żelazo-betonowych

Światło m	Nacisk kół 1500 kg			Nacisk kół 3000 kg		
	Grubość płyty cm	Ilość prętów żelaznych na 1 m głębokości przepustu	Przekrój prętów w mm ∅	Grubość płyty cm	Ilość prętów żelaznych na 1 m głębokości przepustu	Przekrój prętów w mm ∅
0,60	9	8	9	12	8	10
1,00	13	10	9	17	9	11
1,20	14	10	10	19	10	11
1,50	16	10	11	21	10	12
2,00	20	10	11	25	10	13

Ogólnie biorąc dla płyty pokrywającej przepust wystarcza pojedyncze zbrojenie w dolnej części płyty. Poleca się jednak, by każdy

drugi lub przynajmniej każdy trzeci pręt, w odległości $1/6$ do $1/7$ L (L = odległość podpór) licząc od środka podparcia, wygiąć pod kątem 45° i wprowadzić w górną część brzegową płyty, jako w strefę gdzie beton narażony jest na ściskanie. Żelazo rozdzielcze o średnicy 6—8 mm ma leżeć prostopadle na żelazie nośnym, w ilości co najmniej 3 pręty żelaza rozdzielczego na 1 m b. długości płyty. Zapotrzebowanie drutu do wiązania wynosi około 0,5—1 kg na 100 kg żelaza nośnego. Płyty o większych rozpiętościach otrzymują w profilu podłużnym dla lepszego odwodnienia powierzchnię nachyloną w formie dachowej do obydwu przyczółków, lub też dywanik asfaltowy, który należy położyć aż poza przyczółek (rys. 100).

W przepustach o większej głębokości zastosować w murach przyczółków fugi dylatacyjne, jak również w płycie, w odstępach co 8 m. Fugi wypełnić papą dachową. Jeśli płyta ma dużą rozpiętość, wówczas należy zastosować na jednym z przyczółków odpowiednie urządzenie umożliwiające ruch poziomy płyty pod wpływem działania zmian temperatury (rys. 100). Powstałą w ten sposób fugę wypełnić mastyksem asfaltowym. Jeśli jednak płyta będzie połączona z przyczółkami sztywnie, a same przyczółki związane będą również z podłogą przepustu, wówczas będziemy mieli do czynienia z tzw. dźwigarem ramowym. Wielkości płyty, przyczółków itd. tego rodzaju przepustów będą również statycznie wyznaczalne (rys. 101). Konstrukcje przepustów ramowych nadają się szczególnie dobrze w terenach usuwiskowych.

Koszta budowy przepustów płytowych:

a) przepusty płytowe z kamienia łamanego oblicza się jak koszta budowy murów kamiennych;

b) koszta budowy przepustów płytowych z żelazo-betonu:

betonowanie przyczółków i skrzydeł wymaga 5—7 robotniko-godzin betoniarza na 1 m^3 ; oszalowanie zaś 1,6—2 robotniko-godzin cieśli na 1 m^2 ściany szalującej. Uzbrojenie i betonowanie płyty — 9 robotniko-godzin betoniarza na 1 m^3 objętości, szalowanie około 1,8 robotniko-godzin cieśli na 1 m^2 powierzchni szalowania. Zużycie materiału, tj. piasku, żwiru i cementu, jest zależne od rodzaju mieszaniny betonowej. Dla stosunku 1:5 potrzeba około $0,8 \text{ m}^3$ żwiru, $0,5 \text{ m}^3$ piasku i 300 kg cementu portlandzkiego na 1 m^3 betonu.

Zużycie drzewa do szalowania wynosi na 1 m^2 powierzchni szalowanej około $0,7 \text{ m}^2$ desek 30 mm grubych — 0,2 kg gwoździ i 0,1 kg drutu; dla budowy rusztowań do 5 m wysokości: zużycie drzewa w m^3 wynosi około 4,5% obudowanej rusztowaniem przestrzeni, a koszta robocizny około 4,5 robotniko-godzin cieśli na 1 m^2 powierzchni ograniczonej przekrojem poziomym rusztowania.

Zużycie żelaza około 20 kg na 1 m^3 drzewa wbudowanego w rusztowanie, dla cięcia, gięcia i ułożenia żelaza zbrojącego płytę, 0,7 do 0,1 robotniko-godzin zbrojarza na 1 kg. Dywanik asfaltowy 2 cm gruby na płycie kosztuje 0,8 robotniko-godzin robotnika kwalif. na 1 m^2 , uszczelnienie masą asfaltową przeciętnie 4,5 robotniko-godzin na 1 m^2 — wraz z materiałem.

Utrzymanie przepustów płytowych. Dbać stale o utrzymanie przekroju przepływu w stanie wolnym od osadzającego się materiału nioszonego przez wodę, o dobry stan podłogi przepustów i murów, o właściwy stan fug, tak murów przyczółków jak i płyty. Wymieniać kamienie murów przyczółków wykazujące uszkodzenia.

Wymiana płyty kamiennej przepustu leżącego na głębokości 1—2 m pod powierzchnią grobli, wymaga najmniej około 32 robotniko-godzin.

4. Przepusty sklepienie (rys. 102). Sklepienia półkoliste wychodzą dzisiaj coraz to więcej z użycia, ponieważ statycznie nie odpowiadają wymaganiom stawianym sklepieniom, narażonym na działanie większych mas ziemnych. Stąd też stosuje się dzisiaj najczęściej sklepienia betonowe łukowe o stosunku strzałki łuku do rozpiętości:

$$T = f/2 > 1/2$$

Doświadczalne wzory dla wymiarowania:

Według Sejourné grubość sklepienia w wierzchołku wyliczyć można z wzoru: $d = a(1 + \sqrt{1}) \cdot m$

stosunek strzałki łuku do rozpiętości: $n = f/l$

Dla łuków kulistych $m = 4/3 \cdot (1 - n + n^2)$

Dla mostów drogowych $a = 0,15$

Budując sklepienia z betonu można grubość d zmniejszyć o około 10—15%, dla łuków z żelazo betonu o 30—50%. Grubość wezglowia: $d_k = (1 + 15n^2) \cdot d$. Budując przepusty sklepienie (ze sklepieniami z kamienia łamanego — rys. 103 a, b, c, d) dla dróg o ciężkim ruchu, można posłużyć wartościami podanymi w tabl. XXIII.

Dla rozpiętości większych od 6 m należy przeprowadzić obliczenia statyczne, zgodnie z teorią dźwigarów łukowych.

Celem zmniejszenia wymiarów przyczółków można wbudować sklepienie w przyczółek, tzn. dostosować formę przyczółka do przedłużenia linii podporowej sklepienia (rys. 104 — podpory stracone). W tym wypadku podstawę przyczółków dla zapobieżenia osiadaniom pod wpływem zwiększonego nacisku należy fundować szeroko. Sklepienia półokrągłe otrzymują zwykle obmurowanie wykształcone w formie dachowej, o nachyleniu 1:4—1:3. Sklepienia łukowe obmurowań tych nie wymagają, tak że stosuje się je tylko celem lepszego odprowadzenia wody w kierunku do przyczółków. Jako izolację wodoszczelną stosuje się na nadmurówce 2—3 cm grubą szlichtę cementową, z dywanikiem asfaltowym 1—1,5 cm grubym, lub izolację asfaltowo-smołową z wkładką z juty.

Nasyp nad sklepieniem może być wykonany tylko z materiału przepuszczalnego, jak żwir, szuter, piasek. Dla ochrony dywanika asfaltowego należy go przed rozpoczęciem nasypywania pokryć poduszką z piasku. Jeżdżenie taczkami po dywaniku może również odbywać się tylko na podłożonej podkładce drewnianej. Murki czołowe, wznoszone po zdjęciu rusztowania sklepienia, ograniczają poprzecznie nasyp. Ich ściana przednia jest z reguły pionowa, tylna zaś skośna. Izolację sklepienia należy przedłużyć aż do tylnej ściany murków czołowych. Odwod-

TABLICA XXIII

	1	1	2	3	4	5	6
a) Sklepienia łukowe o wysokości strzałki $1/4l$ ($l =$ światło w m)							
r	0,63	1,25	1,88	2,50	3,13	3,75	
d	0,45	0,50	0,55	0,60	0,65	0,70	
d_k	0,50	0,57	0,63	0,69	0,75	0,82	
K_o	1,00	1,20	1,40	1,60	1,80	2,00	
b) Dla sklepień półkolistych (rys. 103 b, c)							
Wysokość nasypu nad przepustem do 2 m	d	0,45	0,49	0,53	0,58	0,62	0,66
	K_o	0,90	1,03	1,16	1,29	1,41	1,54
	a	0,09	0,10	0,12	0,13	0,15	0,17
Wysokość nasypu nad przepustem do 6 m	d	0,45	0,51	0,58	0,64	0,70	0,76
	K_o	0,90	1,05	1,20	1,35	1,55	1,64
	a	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,21

nienie przyczółków przeprowadza się tak jak przy odwodnieniu murów, przez budowę sączków odwadniających.

Budowa sklepień. Zasady ogólne: Dla uniknięcia późniejszych osiadań należy zbudować możliwie silne i sztywne rusztowanie, jak również starać się podczas murowania o jego możliwie równomierne obciążenie. Rusztowania nie należy zdejmować zbyt wcześnie, ogólnie 4—6 tygodni po wymurowaniu sklepienia. Sklepienia o małej rozpiętości muruje się na całej grubości, poczynając od wezglowia, a kończąc na kluczu. Największą niezależność od ruchów rusztowania osiąga się układając kamienie sklepienia na sucho z listwami drewnianymi 15—20 mm między nimi, po czym fugi zalewa się zaprawą cementową. Kamienie sklepienia winny być przed murowaniem dokładnie oczyszczone, a zaprawa cementowa dostatecznie gęsta. Obmurowanie od tyłu wykonać przed rozebraniem rusztowania.

Sklepienia betonowe wykonuje się ubijając mieszaninę betonową wewnątrz szalowania warstwami o grubości 15—20 cm, przy czym ubija się prostopadle do krzywizny łuku. Tylko w partiach sklepienia, gdzie krzywizna w stosunku do wezglowia opada stromiej niż pod kątem 35—40°, każdą trzecią lub czwartą deskę szalującą przedłuża się mniej więcej o 1 m po za czoło i używa jako miejsc podparcia dla zastrzałów bocznych, wspierających czołową ściankę szalowania (rys. 105). W tych partiach ubija się beton w kierunku krzywizny łuku sklepienia. Budując sklepienia betonowe o większych rozpiętościach, wykonujemy je partiami, odpowiadającymi dziennej wydajności pracy. Szalowanie tych poszczególnych części sklepienia oparte jest na promienisto ustawionych słupkach zastrzałowych.

Rusztowanie. Budując przepusty ustawia się poszczególne łuki rusztowania w odległości 1—2 m od siebie. Dla zapobieżenia niejednokowemu osiadaniu poszczególnych łuków rusztowania pod wpływem nierównomiernych obciążeń, obydwa łuki sąsiadujące z przednim i tylnym czołem sklepienia przesuwają się o około $\frac{1}{2}$ m wstecz.

Rozróżnia się rusztowania sztywne i wolno-podparte; przy tych ostatnich część dolna, na której ma być zbudowane sklepienie, pozostaje mniej lub więcej niezabudowana. Rys. 106 a i b pokazuje rusztowanie dla przepustów o rozpiętości do 2 m. Krążyny zbudowane są z jednej lub z więcej desek przyciętych według krzywizny wewnętrznej sklepienia, z kawałkiem deski przybijanym na nich gwoździami. Dla rozpiętości do 3 m buduje się je z podwójnej warstwy desek, łączonych na stykach gwoździami lub śrubami, tak by styki leżały mijankowo. Dla rozpiętości powyżej 3 m buduje się krążyny rusztowania z kantówki, nazywanej belkami wieńcowymi, o powierzchni wygiętej zgodnie z krzywizną łuku sklepienia.

Zależnie od rozpiętości sklepienia, krążyny mogą być budowane z jednej lub więcej warstw belek wieńcowych, na siebie przybijanych, przy czym styki w poszczególnych wieńcach muszą zawsze przebiegać mijankowo. Do podpierania i rozparcia rusztowania używa się belek zwanych masztami, przy większych rozpiętościach stosuje się wiązania kleszczowe.

Zestawienie rusztowania. Na podkładce z desek rysuje się łuki sklepienia promieniami pomniejszonymi o grubość desek szalowania. Na narysowane łuki kładzie się jednakowo długie deski do budowy krążyn rusztowania w ten sposób, by ich górna krawędź leżała stycznie do narysowanego łuku sklepienia. Należy przy tym uważać na to, że jeśli deski mają być przycinane na zewnątrz narysowanego łuku, to długość fug dwu stykających się desek musi być równa około połowy szerokości deski. Na tym wieńcu desek układa się drugi wieńiec, tak by styki wypadały mijankowo. Wieńiec drugi przybija się gwoździami do warstwy wieńca pierwszego. Na zbitej w ten sposób podwójnej warstwie desek rysuje się obydwa łuki sklepienia, poczem piłą przyrzyna się je według narysowanej krzywizny. Przyciętą krążynę przykładają się raz jeszcze do łuków narysowanych na podkładce i sprawdzają prawidłowość przycięcia.

Szalowanie dla przepustów sklepionych buduje się zwykle z desek 15 cm szerokich i 4—6 cm grubych, przy większych rozpiętościach sklepienia z kantówki 15/15 cm i więcej. Między deskami do szalowania pozostawia się szpary 5—10 mm; szalowanie dla sklepień betonowych buduje się z desek położonych ciasno, jednak ze szparą 3—5 mm dla umożliwienia odcieknięcia wody w wypadku, gdy mieszanina betonu jest mokra. Szalowania nie powinny być nadmiernie wysunięte poza czoło sklepienia, aby nie utrudniać wglądu instrumentem mierniczym na powierzchnię czoła sklepienia, dla kontroli ewentualnych zmian podczas i po budowie.

Belki wieńcowe mogą być jednodzielne (rys. 107) lub dwudzielne (rys. 108). Jednodzielne w odróżnieniu od dwudzielnych są łatwe w obróbce, łatwiej jest je łączyć i nakładać na siebie. Wadą ich jest niski wskaźnik wytrzymałości na obciążenia boczne. Dwudzielne belki wieńcowe mają większą sztywność boczną, lecz wymagają dużo większej obróbki drzewa, niż jednodzielne. Należy zwrócić uwagę na pozostawienie możliwie dużych i wystarczających powierzchni podpierających u belek wieńcowych; to samo odnosi się również do wszystkich części konstrukcyjnych, tam gdzie drzewo narażone jest na nacisk w kierunku poprzecznym do włókien. Ciężar belek wieńcowych można również przenieść bezpośrednio na ciężary rusztowania, które w takim wypadku leżeć będą w odległości co 1 m od siebie, lub przy większych rozpiętościach sklepienia, na podłożonej płatwie; wówczas powstaje tzw. rusztowanie płatwiowe. Rys. 109 a i b podaje schematycznie wieńcowo zestawiony łuk rusztowania. Najczęściej desek do szalowania nie struże się, jak również nie muszą one posiadać jednakowej szerokości; deski z oflisami układają oflisami w dół, lub na zewnątrz; do belek wieńcowych przymocowują gwoździami. Przed zabetonowaniem sklepień łukowych należy całe szalowanie dobrze zwilżyć, a kantówkę wieńców starannie przyciąć.

Wierzchołki i stopy słupów i zastrzałów rusztowania należy tak ustawić, by przenoszenie obciążeń następowało możliwie zawsze centrycznie do punktów przyszłego rozrusztowania. W punktach węzłowych należy belki zabezpieczyć przed przesunięciem w obydwu płaszczyznach, przy pomocy dostatecznej ilości klamer, śrub lub tubek. Unikać możliwie stosowania czopów, a bolce stosować tylko na podkładkach. W miarę możliwości używać do budowy rusztowań drzewa okrągłego, co oszczędza w znacznej mierze kosztu materiału. Poszczególne wiązary rusztowania i ich podpory — każde z osobna — trzeba obustronnie dobrze wzmocnić mieczami. Przed rozpoczęciem budowy rusztowania należy sprawdzić dokładnie celowość i właściwość konstrukcji rusztowania; przy pomocy pionu zbadać dokładność pionowego położenia wiązarów.

Wymiary drzewa najczęściej używane do budowy rusztowań i szalowania. Deski do szalowania 4—6 cm grube, kantówka do szalowania 10/10—15/15, belki, progi, maszty i zastrzały 15—35 cm w przekroju — kantówka na wieńce 5/35 cm, dla większych rozpiętości sklepień do 45 cm.

Podwyższenie nadawane zwykle rusztowaniom można liczyć z formuły: $0,003 \cdot l + 0,0005 \cdot r$, gdzie l = rozpiętość w m, r = promień łuku sklepienia w m.

Urządzenia pomocnicze do rozrusztowania. Dla przepustów sklepionych, a więc dla mniejszych rozpiętości sklepień, używa się klinów podwójnych (rys. 106 b) o kącie klina $12-20^\circ$. Kliny ubezpiecza się przed przypadkowym rozluźnieniem przy pomocy klamer żelaznych.

Płaskowniki (rys. 110) są to żelazne cylindry wypełnione miłym i delikatnym piaskiem z wpuszczonym stemplem drewnianym, który dźwiga rusztowanie. Zwalniając śruby zamykające otwory w płaszczu cylindra, powodujemy wysypywanie się piasku, a przez to opadanie rusztowania. W płaskowniku Nestlera otwory leżą w jednym poziomie cylindra, w okół którego znajduje się obracalny pierścień z otworami tego samego przekroju, co otwory w cylindrze. Obracając pierścieniem można dowolnie regulować przekrój otworów i szybkość wysypywania się piasku, a w związku z tym szybkość opadania rusztowania.

Wałki śrubowe są dzisiaj najczęściej używane przy budowie sklepień, jednak dla budowy przepustów stosuje się je rzadko, z uwagi na małe rozpiętości sklepień i niewielkie obciążenia.

Zużycie materiału i koszt budowy rusztowań i sklepień. Koszt materiału na rusztowania z dostateczną ilością podpór można przyjąć w przybliżeniu na $0,3$ do $0,5 \text{ m}^3$ drzewa na 1 m^3 kubatury samego sklepienia, tzn. $4-10\%$ przestrzeni obudowanej rusztowaniem. Dla rusztowań wolno podpartych i rusztowań z niewielką ilością podpór, ilość drzewa zmniejsza się do $0,2-0,3 \text{ m}^3$ drzewa na 1 m^3 muru. Ilość żelaza (klamer, śrub, bolców, gwoździ i taśmy żelaznej) waha się od 15 do 35 kg żelaza na 1 m^3 drzewa. Ilość pracy potrzebnej na zestawienie, ustawienie i rozrusztowanie można przyjąć na 50 robotniko-godzin cieśli na 1 m^3 drzewa gotowego rusztowania.

Koszt budowy przepustów sklepieniowych z kamienia łamanego. Dla wymurowania 1 m^3 sklepienia potrzeba 8 robotniko-godzin murarza i 4 robotniko-godzin pomocnika. Zatarcie zaprawą cementową $1:2$ wymaga na 1 m^2 powierzchni przy warstwie $4:5 \text{ cm}$ grubej 2 robotniko-godzin murarza i $1,5$ robotniko-godzin pomocnika. Beton na fundament przyczółków $1:12$; dla betonowania $5-6$ robotniko-godzin betoniarza na 1 m^3 betonu, w wypadku konieczności szalowania $1,8$ robotniko-godzin cieśli na 1 m^2 szalowanej powierzchni. Beton $1:10$ do budowy przyczółka — około $5-6$ robotniko-godzin betoniarza na 1 m^3 betonu. Szalowanie i rozszalowanie do wysokości 6 m , liczyć $2,5$ robotniko-godzin cieśli na 1 m^2 szalowanej powierzchni. Dla betonu na sklepienia w stosunku $1:6$ przyjmuje się $8,8$ robotniko-godzin betoniarza na 1 m^3 betonu.

Dla robót związanych ze zbrojeniem betonu (sortowanie, przycięcie i ułożenie żelaza) w sklepieniach zbrojonych (około $0,6\%$ zbrojenia) liczy się 45 kg żelaza na 1 m^3 betonu i około 5 robotniko-godzin zbrojarza. 1 m^2 ułożenia płyty kamiennej i zalania fug wymaga $4,5$

godzin pracy murarza i $2,5$ robotniko-godzin pomocnika. 1 m^2 ułożenia płyty gzymsu 5 robotniko-godzin murarza i 5 robotniko-godzin pomocnika. Dwukrotne pociągnięcie warstwą izolacyjną wymaga na 1 m^2 — $1,5 \text{ kg}$ asfaltu i $0,6$ robotniko-godzin pracy robotnika obeznanego z pracą przy asfalcie. 10 mm grube powleczenie asfaltem na 1 m^2 wymaga 15 kg mastyxu asfaltowego, 7 litrów piasku kwarcowego i $0,5$ robotniko-godzin pracy robotnika obeznanego z pracą w asfalcie oraz $0,4$ robotniko-godzin pomocnika.

Utrzymanie przepustów sklepionych. Należy dbać o dobre i stałe działanie odwadniające odpowiednich sączków itp. poza przyczółkami, jak również o dobry stan fug dylatacyjnych w murach.

Uszkodzone, podejrzane lub zwietrzałe partie sklepienia ustalić lekkimi uderzeniami młota o wadze 3 kg i wymienić możliwie na większej przestrzeni. W tych miejscach gdzie sklepienie jest uszkodzone, uderzanie młotem daje głuchy odgłos.

Pęknięcia i rysy powstające w sklepieniach należy poddać obserwacji, ustalając szybkość ich powiększania się. Przyczyną powstawania rys poprzecznych w sklepieniu i rys przebiegających mniej lub więcej prostopadle w przyczółkach, jest najczęściej nierównomierne osadzanie się fundamentów. Na ogół ruchy i uszkodzenia tego rodzaju ustają dość szybko; jeśli trwają dłużej, to wówczas przyczyny pęknięć należy szukać w przeciążeniu podłoża, w ruchach gruntu, lub warstw podłoża.

Rysy podłużne w sklepieniach powstają zazwyczaj wskutek zastosowania zbyt małych wymiarów konstrukcji sklepienia. W takim wypadku trzeba wzmocnić sklepienie przez odpowiednie podmurowanie, w pewnych jednak wypadkach może zaistnieć potrzeba zupełnej przebudowy sklepienia.

W wielu wypadkach niewłaściwe przykrycie sklepienia może stać się przyczyną jego dużych uszkodzeń. Późniejsze poprawki w budowie i przykryciu są najczęściej bardzo kosztowne, stąd też już podczas budowy należy dbać o położenie dobrze działającego i wystarczającego przykrycia.

4. Przyczółki i skrzydełka przepustów. Przyczółki murowane powinny być murowane szczególnie w części fundamentowej w niezbyt grubych warstwach — z kamieni dobrze układających się i dobrze związanych. Na tylnej powierzchni przyczółka nie budować stopni, ponieważ ułatwiają one dostęp wody i stają się często przyczyną rys i pęknięć. Do budowy wezłowania, dla sklepienia kamiennego, używa się kamieni mocnych i dobrze uformowanych. Unikać trzeba powstawania ostrych, łatwo odłupujących się krawędzi.

Skrzydełka mogą być: a) czołowe lub równoległe (rys. 111 i 112). Budowane są równoległe do osi drogi. Jeśli buduje się je z kamieni, to wówczas można je bardzo dobrze związać z murem przyczółków. Stosowane w płaskich skarpach grobli drogowych, wymagają dużych długości; w tych wypadkach lepiej jest stosować skrzydełka prostopadłe. Skrzydełka czołowe stosuje się najczęściej dla niewielkich wysokości przepu-

stów i niewysokich nasypów. Ich średnia grubość wynosi zwykle 1/3 ich wysokości, licząc od górnej krawędzi fundamentu. Lico przednie tych murków jest najczęściej prostopadłe, przy większych wysokościach pochylone 1:1/5 lub 1:1/6, lico zaś tylne również albo pionowe albo nachylone. Murki łączy się ze skarpą grobli drogowej, budując tzw. stożki nasypowe, które przy stromych skarpach lub tam gdzie skarpa może być narażona na podmywające działanie wody, otrzymują wykładzinę kamienną lub betonową.

b) Murki buduje się albo w przedłużeniu przyczółka, lub też skośnie do niego ze spadkiem krawędzi górnej murka, opadającej zgodnie z nachyleniem skarpy.

Tam gdzie chodzi o odprowadzenie wody murki poprzeczne budowane skośnie są więcej wskazane od murków równoległych; chronią one lepiej skarpy, jednak wykonanie ich jest trudniejsze. Również i związanie takiego skośnego murku z przyczółkiem nie jest proste.

Dla przepustów o większym świetle (h w m), leżących pod dużymi nasypami, buduje się zwykle murek pod kątem $60 - 90^\circ$ do osi przepustu. Górną grubość murku „b” można obliczyć ze wzoru $0,35 + 0,2 \cdot h$ grubość zaś dolną „b” ze wzoru $0,35 + 0,2 \cdot h + h/6$, przy czym zmniejszanie się grubości od dołu ku górze murku ma następować stopniowo. Najmniejsza grubość murku wykonanego z kamienia łamanego wynosi 50 cm.

Powierzchnia czołowa murku może być prostopadła lub nachylona 1:1/5 lub 1:1/6, lico tylne z reguły pionowe. Skośnych skrzydeł nie należy prowadzić aż do głębokości samego fundamentu, lecz należy je podeprzeć silnymi kamieniami stopowymi (f).

Skrzydła tego rodzaju okrywa się płytami o grubości 12 — 20 cm. Jeśli skrzydła są dłuższe ponad 4 m, wówczas płyty zabezpiecza się przed ewentualnym obsunięciem ząbieniami, wykonanymi z kamienia; górą te płyty położone w nachyleniu skarp łączą się z poziomymi płytami gzymsu (15 — 30 cm grubymi), wystającymi zlekka poza mur czołowy gzymsu. Dla zabezpieczenia przed ewentualnym oderwaniem się skrzydła od przyczółka, bardzo wskazanym jest budowanie tak przyczółka jak i murku skrzydłowego na tej samej płycie fundamentowej.

IX. OBLICZANIE I PODZIAŁ MAS ZIEMNYCH

1. Obliczanie powierzchni przekrojów poprzecznych

Obliczeń tego rodzaju można dokonać kilkoma metodami: a) przez pomiar powierzchni; b) przez obliczenie powierzchni; c) drogą uproszczeń geometrycznych.

Pomiaru powierzchni przekroju poprzecznego dokonać można bądź to planimetrem, bądź też — i to w sposób dostatecznie dokładny dla praktycznego zastosowania — przez zsumowania leżących obok siebie pasków powierzchni. W tym ostatnim wypadku duże usługi oddaje posługiwanie się papierem milimetrym (rys. 113).

Jeśli na papierze milimetrym narysuje się przekrój poprzeczny w skali 1 : 100, wówczas powierzchnię profilu obliczyć można sumując cyrklem wysokości $h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n$ w m^2 , odczytując sumę tych wysokości ujętych cyrklem na podziałce liniowej w skali 1 : 100

$$F = [(h_1 + h_2 + h_3 + h_4 + \dots + h_n) \cdot l] \text{ w } m^2.$$

b. Powierzchnię przekroju poprzecznego można otrzymać również drogą rachunkową (rys. 114). Dla nasypów oblicza się ją ze wzoru:

$$F = b \cdot h + n \cdot h^2$$

a dla wykopów:

$$P_1 = b_1 \cdot h + n \cdot h^2 + 2 \cdot F_g$$

w obydwu wypadkach dla przekroju trapezowego. W przekroju dla silnie pochylonego podłoża, a więc dla profilów o kształcie trapezoidów (rys. 115) liczy się powierzchnię ze wzoru:

$$F_{ABCD} = \frac{m^2 \cdot h (b + h \cdot n) + \frac{b^2 \cdot n}{4}}{m^2 - n^2}$$

c. Obliczanie powierzchni przy pomocy zamiany złożonych figur geometrycznych na figury proste (trójkąty) podaje schematycznie rys. 116 a, b, c i dalsze 117, 118, 119, 120, 121.

2. Obliczanie mas

a. Rachunkowe. Oznaczając przez F_1 i F_2 powierzchnie dwu zamkniętych, sąsiadujących ze sobą przekrojów poprzecznych, leżących albo w nasypie albo w wykopie w odległości l od siebie, prostopadłe do osi podłużnej, zaś przez f_1 i f_2 powierzchnie odcięte z profilu większego przez dwie płaszczyzny przeprowadzone równoległe do płaszczyzny przechodzącej przez oś podłużną — przez punkty dolne profilu mniejszego — otrzymamy objętość masy ziemnej V , która równa się:

$$V = \left(\frac{F_1 + F_2}{2} - \frac{f_1 + f_2}{6} \right) \cdot l$$

Jeśli różnica powierzchni obydwu sąsiadujących ze sobą przekrojów jest mała, wówczas wystarczy w praktyce stosowanie formuły:

$$V = \frac{F_1 + F_2}{2} \cdot L$$

Objętość masy ziemnej w krzywiznach można obliczyć również przy pomocy podanej formuły, tam jednak gdzie wchodzi w rachubę ostre krzywizny, należy podstawić zamiast „l” wartość:

$$l_1 = l \left(1 \pm \frac{e_1 + e_2}{2 \cdot R} \right)$$

(Rys. 122). Znak (+) lub (-) stosuje się w tym wzorze zależnie od tego, czy punkty ciężkości powierzchni przekrojów poprzecznych S_1 i S_2 leżą po zewnętrznej czy też po wewnętrznej stronie osi krzywizny. Dla przekrojów symetrycznych $e_1 = e_2 = 0$.

Urządzenia poboczne jak rampy zjazdowe, wykopy boczne dla skrzyżowań i połączeń z drogami bocznymi, groble przeciwnieżne itd. oblicza się osobno, a objętość ich dodaje się do masy ziemnej głównego korpusu drogowego.

Objętość robót ziemnych dla budowy obiektów drogowych odejmuje się od masy ziemnej głównego korpusu drogowego. Wykopy dla fundamentów murów itp. należy doliczyć do sumy wykopów dla danego obiektu. Obliczenie mas ziemnych można wykonać albo w formie tabeli lub też wykreślić.

b. Wykreślnie. Metoda ta, nazywana również metodą Brücknera, polega na następujących zasadach. Pod przekrojem podłużnym projektowanych robót ziemnych lub też nad nim, wykreśla się: a) wykres objętości mas i b) wykres podziału mas.

Wykres objętości mas ziemnych rysuje się w sposób następujący: (rys. 123). Zwykle pod przekrojem podłużnym terenu i niweletą projektowanej drogi kreśli się linię poziomą NN i odcina na niej wszystkie punkty przekroju podłużnego, kilometrowe, hektometrowe, wogóle wszystkie te punkty, dla których obliczono powierzchnie przekrojów poprzecznych, jak również punkty przejścia nasypów w wykopy i naodwrot. Odległości tych wszystkich punktów odcina się w podziałce długościowej profilu podłużnego.

Na punktach tych, na linii NN, rysujemy prostopadłe w dół od linii N—N, tam gdzie przekrój poprzeczny odnosi się do danego punktu jest przekrojem nasypu i w górę od linii N—N, tam gdzie profil jest przekrojem wykopu. Na tych prostopadłych odcinamy w dowolnej podziałce wartości powierzchni danych przekrojów poprzecznych; w ten sposób otrzymujemy rzędne powierzchni przekrojów poprzecznych. Łącząc końce sąsiednich rzędnych otrzymamy krzywą, zwaną krzywą objętości mas, lub inaczej wykres objętości mas. Powierzchnia ABCD zawarta między dwiema rzędnymi jest równa objętości masy ziemnej pomiędzy przekrojami sąsiednimi na odległości l . Wykreślając rzędne objętości wykopów należy zwiększać je o wielkość spulchnienia stałego, podczas gdy rzędne objętości nasypów należy zmniejszać o to samo spulchnienie.

Zwykle pod wykresem objętości mas kreśli się wykres podziału mas (rys. 123, 124). Od linii PP przebiegającej poziomo tak jak linia NN począwszy od początku robót, odcina się rzędne w punktach odpowiadających przekrojom poprzecznym na wykresie objętości mas, w dowolnej podziałce pionowej — przedstawiające algebraiczną sumę robót ziemnych — od początku przekroju (punktu $O_{\pm 00}$) podłużnego, aż do danego punktu. Sumę robót ziemnych dającą wykop oznacza się znakiem (-) i odcina pionowo w dół od linii PP — zaś nasypy znakiem (+) i odcina się je w górę od osi PP.

Podziałka pozioma wykresu podziału mas jest zwykle identyczna z podziałką długościową przekroju podłużnego, a więc i z podziałką wykresu objętości mas. Łącząc końce rzędnych a, b, c, d, ... otrzyma się linię łamaną, czyli wykres podziału mas (rys. 123, 124). Wykres ten daje możliwość racjonalnego podziału mas ziemi, tzn. takiego podziału, przy którym koszta przewozu mas w danej budowie będą najniższe.

Właściwości wykresu podziału mas:

1) Na odcinkach wykopów linia wykresu idzie na dół, na odcinkach nasypów w górę.

2) Punkty zwrotne f, m, n, o, ... (rys. 123) oznaczają przejście z nasypu w wykop lub odwrotnie.

3) Rzędne wykresu przedstawiają algebraiczną sumę objętości nasypów (+) i wykopów (-) od początku robót do punktu, na którym wyrysowano rzędną. Rzędna idąca w dół od linii PP oznacza, że wykopy aż do tego miejsca od początku robót ziemnych mają przewagę nad nasypami i odwrotnie.

4) Różnica między dwoma rzędnymi na odcinku jednego i tego samego wykopu lub nasypu, odpowiada objętości robót ziemnych między punktami na których wystawiono rzędne.

5) Każda linia pozioma MN (rys. 124) równoległa do linii PP wykresu podziału mas, przy pomocy punktów M i N tj. punktów przecięcia linii poziomej MN z wykresem podziału mas, daje możliwość oznaczenia na przekroju podłużnym odcinków, na których objętości robót ziemnych w nasypie i w wykopie są sobie równe. Objętości wykopu $M_1 M_2 R =$ różnicy rzędnych $rR_1 - mM = pR_1$. Objętość nasypu $RN_1 N_2 =$ różnicy rzędnych $rR_1 - nN = pR_1$.

Linia MN nazywa się linią rozdzielczą.

Linia PP na rys. 123 jest również linią rozdzielczą dla odcinka wykresu podziału mas między punktami a, j, w których przecina krzywą podziału mas.

6) Linia rozdzielcza ma prócz tego tę właściwość, że powierzchnia zawarta między linią rozdzielczą a linią wykresu podziału mas (np. powierzchnia $MpNR_1$ na rys. 124) przedstawia tzw. moment przewozu ziemi, tj. iloczyn $M \cdot l =$ sumie $m_x \cdot l_x$, gdzie $M =$ objętości ziemi przewożonej w kierunku podłużnym z wykopu na nasyp, $l =$ średniej odległości przewozu na małym odcinku, suma zaś $m_x \cdot l_x =$ jest sumą momentów przewozu małych ilości ziemi zawartych między sąsiednimi przekrojami poprzecznymi, leżącymi blisko siebie, a $l_x =$ odległości przewozu tych małych ilości ziemi z wykopu na nasyp.

7) Przy pomocy wykresu podziału mas i linii rozdzielczych, można na wykresie podziału mas oddzielać na poszczególnych odcinkach te ilości robót ziemnych, które ze względu na przeciętną odległość przewozu i jego koszta będą wymagały zastosowania takiego czy innego środka przewozowego.

Podana wyżej wykreślna metoda podziału mas daje zatem możliwość takiego podziału mas, przy którym koszty przewozu będą możliwie najmniejsze.

Wykres objętości podziału mas kreśli się najprzeżyściej, stosując tę samą podziałkę długości w jakiej wykreślony jest profil podłużny. Podziałki wysokościowe dla wykresu objętości i podziału mas obliczyć tak, by pozwalały z jednej strony na możliwie dużą dokładność, z drugiej zaś, by wykresy zmieściły się w granicach formatu papieru znormalizowanego do projektów drogowych.

Wykresem podziału mas posługujemy się:

1) Dla określenia odcinków robót, na których objętość wykopów powiększona o spulchnienie stałe będzie równa objętości nasypów.

2) Dla określenia tych odcinków, na których, bądź ze względu na układ wzajemny nasypów i wykopów, bądź ze względu na odległość przewozów, a co za tym i kosztów, trzeba będzie zastosować poprzeczny transport ziemi z wykopów na odkłady lub z wykopów materiałowych (rezerw) na nasypy.

3) Dla określenia przy pomocy skali cen kosztów przewozu danej ilości materiału, przy użyciu różnych środków przewozowych i wybór najtańszego.

Ze względu na różnorodność warunków miejscowych, nie można podać schematycznych rozwiązań podziału mas sposobem wykreślnym.

Uwagi praktyczne. 1) Jeśli wykres podziału mas narysowany na poziomej osi rzędnych PP kończy się tak, że końcowy punkt robót leży na linii PP, wówczas objętość wykopów równa się objętości nasypów, zaś linia PP może (lecz nie musi) być linią rozdzielczą dla całego odcinka robót. W wypadku bowiem, jeśli suma momentów przewozu ziemi przy zastosowaniu kilku linii rozdzielczych wraz z momentami przewozu poprzecznego wyniesie mniej niż suma momentów podłużnego przewozu przy przyjęciu linii PP jako linii rozdzielczej, wówczas korzystniejsze jest zastosowanie kilku linii rozdzielczych.

2) Jeśli linia wykresu podziału mas nie kończy się na linii PP, inaczej „nie zamyka się“, wówczas objętość nasypów i wykopów nie jest równa. Zmieniając niweletę na pewnych odcinkach można zmniejszyć różnicę w objętości nasypów i wykopów lub też wyrównać ją całkowicie i uzyskać „zamknięcie się“ linii rozdziału mas.

Zmiany w niwelecie nie powinny jednak w żadnym wypadku pogarszać jej technicznej wartości tzn., nie powinny być powiększone wielkości wzniesień lub straconych spadków.

W wielu wypadkach nie uda się uniknąć przewozu poprzecznego, szczególnie zaś tam, gdzie wywołałoby to zbyt daleki przewóz podłużny.

3) Ustalając linie rozdzielcze i dzieląc masę na poszczególne środki przewozowe, jakich przy pracy będzie się używało, należy zwrócić uwagę na odległości przy jakich poszczególne sposoby transportu będą się opłacały oraz na właściwości techniczne tychże środków.

U W A G I

Nr przekroju	Wysokość		Powierzchnia przekroju		Powierzchnia średnia		Objętość ⁹⁾		Nadmiany i braki objętości		Suma braków i nadmiarów		Algebraiczna suma objętości od początkowego przekroju		Znak	Rzędna	m ³					
	Nasypu	Wykopu	z planu	przeliczenie na ziemię ³⁾	Nasypy ³⁾	Wykopy	Nasypy	Wykopy	Brak ⁶⁾	Nadmian ⁷⁾	Brak ¹⁰⁾	Nadmian ¹⁰⁾	Zapotrzebow.	Dobycie				Linia objętości mas ¹¹⁾				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23

TABLICA XXIV. Obliczenie objętości robót ziemnych.

4) Podział mas ziemi na każdym odcinku robót ziemnych może być zrobiony przy pomocy jednej lub więcej linii rozdzielczych w zależności od ukształtowania linii wykresu podziału mas dla danego odcinka robót.

Drogą prób, przesuwając linię lub linie rozdzielcze w górę lub w dół i rysując jednocześnie powierzchnie przedstawiające momenty przewozu poprzecznego, dąży się do tego, by suma powierzchni momentów przewozu była możliwie najmniejsza.

Objaśnienia do Tabl. XXIV.

1) Nr przekrojów poprzecznych, punktów początkowych i końcowych nasypów i wykopów, oznaczone odległościami od początku trasy, np. 7 + 27,5,8 + 00,00, 9 + 41,02 itd.

2) Wartości kolumny 5 zmniejszone o spulchnienie stałe.

3) Z kolumny 6.

4) Różnice odległości z kolumny 1.

5) Iloczyny wartości z kolumny 8 lub 9 — przez wartości z kolumny 10.

6) N. P. kamienie do budowy obiektów sztucznych, materiał na rampy dojazdowe itp.

7) Wykop pod budowę sztucznych obiektów z fundamentów itp.

8) Suma kolumny 11 i 14.

9) Suma kolumny 12 i 17.

10) Masy do transportu podłużnego, kolumny 18 i 19 po odjęciu masy potrzebnej do celów ubocznych.

11) Sumy kolumny 20 i 21 od punktu początkowego. Masy nasypów kolumny 20 oznaczyć znakiem (—), kolumny 21 (wykopy) znakiem (+).

We wszystkich kolumnach odnoszących się do nasypów, a więc 7, 9, 12, 19, 21 można wprowadzić w razie potrzeby dalszy podział według rodzajów gruntu.

Rysunki od nr. 125 do nr. 131 pokazują rozmaite sposoby stosowania linii rozdzielczych na wykresach objętości i podziału mas.

X. DODATEK

A. Koszta dobywania ziemi

Zanim przejdziemy do samych kosztów dobywania ziemi, wymienimy główne składowe kosztów w ogóle.

Bezpośrednie koszta własne:

Wynagrodzenie robotników, nadzorców, przodowników itd. łącznie z kosztami podróży, dojazdu na miejsce pracy, nadgodzin, pracy nocnej i w dni świąteczne itd.

Koszta materiałów budowlanych (kupno, transport, wyładowanie, magazynowanie itp. Dalej straty przez rozsypanie, złamanie, zniszczenie przez wpływy atmosferyczne, mniejsze kradzieże itd.).

Koszta materiałów pędnych — jak węgiel, benzyna, oleje, wełna do czyszczenia itd.

Koszta pomocniczych materiałów budowlanych — jak drzewo do szalowania, rusztowania itp.

Koszta inwentarza

Odpisanie z kapitału zakładowego i amortyzacja maszyn oraz narzędzi zużywalnych, jak przyrządy i mniejsze narzędzia.

Koszta montażu i demontażu maszyn na placu budowy, załadowania, wyładowania, przywozu i odwozu maszyn z miejsca pracy.

Koszta naprawy i utrzymania rozczłonkowane na wynagrodzenie za naprawy, materiały pędne dla prób, materiały reperacyjne i części wymienne maszyn.

Koszta urządzenia placu budowy

Dostawa i odtransportowanie, ustawienie, rozebranie i utrzymanie szop narzędziowych, baraków, warsztatów itp. Urządzenia ogólne jak doprowadzenie prądu, wody, koszta oświetlenia itp. Koszta uboczne: dzierżawa gruntów, dróg dojazdowych.

Koszta personelu na placu budowy (kierownik budowy, technik, pisarz) łącznie z kosztami podróży, świadczeń społecznych, dodatków budowlanych i innych.

Koszta personelu w centrali (opracowanie planów, rysunków roboczych itd.).

Koszta personelu pomocniczego (majster główny, magazynierzy, barakowi, pomocnicy do pomiarów (figuranci), stráže itd.).

Koszta biurowe (materiał do rysowania i pisania, opłaty pocztowe, telefon, sprzątanie biur itd.).

Koszta ogólne

a. Ryzyko przedsiębiorstwa, czynsze budowlane,

b. świadczenia społeczne za robotników i przodowników,

c. podatek obrotowy, ubezpieczenia, podatek przemysłowy itp.,

d. koszta uzyskania kredytów i ogólne koszta obrotu pieniężnego, oprocentowanie nieruchomości, wkładki do stowarzyszeń i związków, koszta placów składowych itp.

Zysk przedsiębiorstwa

Przy obliczaniu kosztów dobywania ziemi należy rozróżnić dobywanie ręczne i maszynowe (kopaczka).

1. Koszta dobywania ręcznego

W kosztach dobywania ręcznego największą pozycję stanowi wynagrodzenie robotników. Koszta dobywania ręcznego obejmują z reguły

w praktyce również koszt załadowania do taczek na odległość równą długości szufli ze styliskiem tj. około 2 m lub wyrzut na tę samą wysokość.

Decydującym czynnikiem jest przeciętna wydajność pracy robotnika na godzinę. Podstawy techniczne do koniecznych obliczeń znajdziemy w tabl. I. Z objętości lub masy robót ziemnych jakie mamy wykonać i z ilości dni przeznaczonych do ich wykonania znajdziemy ilość potrzebnych robotników i personelu nadzorującego. Ilość robotników i gatunek gruntu (od I do VII) warunkują z kolei ilość i rodzaj potrzebnych narzędzi.

Każdy robotnik powinien być zaopatrzone w łopatę i motykę lub kilof, a 10% rzeczywistego zapotrzebowania tych narzędzi powinno znajdować się jako rezerwa w pobliżu miejsca pracy.

Jeśli oznaczymy przez „Q” całkowitą masę ziemi przeznaczonej do wydobycia, „l” przeciętną wydajność pracy robotnika w m³/godz., „t” dzienny czas pracy (dniówkę) w godzinach, „a” ilość dni pracy w jakiej mamy wykonać zadanie, „p” w % zapotrzebowanie robotników do robót dodatkowych ubocznych i ewentualny spadek wydajności z powodu przejściowych zachorowań, wówczas otrzymamy ilość potrzebnych do do-
bycia robotników, tj.

$$n = \frac{Q}{a \cdot t \cdot l (1 - p/100)}$$

Wartość „l” znajdziemy w tablicy I. W naszych stosunkach klimatycznych należy przyjąć ca 210 — 220 dni pracy rocznie, w wypadku użycia maszyn 190 — 200. Jeśli znamy już ilość potrzebnych robotników, to równocześnie znana będzie wysokość wydatków na tzw. „czystą robociznę” tj. wyłącznie na zaspokojenie wynagrodzenia za pracę. Do sumy tej należy dodać 10 — 15% na utrzymanie i zużycie narzędzi.

Przy dozywaniu ręcznym należy zwrócić uwagę na ustawienie robotników, którzy nie powinni sobie przy pracy wzajemnie przeszkadzać.

Każdy robotnik rozpoczyna pracę od granicy do lewego sąsiada, zajmując stanowisko plecami do miejsca załadowania materiału. Łopatą pracuje się z lewa na prawo i od przodu w tył. Kilofem, oskardem lub motyką od tyłu w przód, jeśli robotnik na zmianę kruszy i dobywa. W średnich i ciężkich gruntach ustawia się na przemian robotników do kruszenia i dobywania. Robotnicy ci zmieniają co pewien czas narzędzia i rodzaj pracy. W wykopach wcinających zmniejsza się powierzchnia pola pracy w miarę postępu w głąb wcinki, a co za tym idzie, możliwość ekonomicznego ustawienia robotników. W tych wypadkach należy robotników nadliczbowych zatrudnić przy robotach ubocznych np. przy wyrównywaniu, rozrzucaniu itp.

2. Koszt dobywania kopaczką*)

Sposób kalkulacji przeprowadzimy na przykładzie. Mamy dobyć 900.000 m³ marglu (kl. III — tabl. I) przy pomocy kopaczki łyżkowej

*) Obliczenie kosztów dobywania maszynowego jest z natury rzeczy sprawą dosyć złożoną i normalnie nie wchodzi w zakres pracy nadzorca drogowego czy wodno-melioracyjnego.

i odtransportować na nasyp. Dobywanie „na boki”, średnia odległość transportu 3000 m, przy spadku 6 m równomiernie rozłożonym na tej długości tj. przy spadku równym 2%. Nie przewiduje się przeszkód spowodowanych wodą. Praca będzie prowadzona bez przerwy dzień i noc. Należy wykalkulować cenę dozwycia 1 m³ ziemi wraz z transportem i wbudowaniem w nasyp. Do użytku mamy kpankę łyżkową uniwersalną typ M_D f-my Menck-Hambrock o pojemności łyżki 1,9 m³. Podana w katalogu firmy wydajność teoretyczna 90 m³/godz., w odniesieniu do zbitego marglu wydaje się za wysoka. Przeciętna wydajność przyjęta do kalkulacji wynosi 75 m³/godz. Stosunki atmosferyczne kształtują się w ten sposób, że można liczyć z dużym prawdopodobieństwem na 200 dni pracy rocznie. Ilość godzin pracy w roku będzie zatem wynosić (przy 10-ciu godzinach pracy w dzień i 10-ciu godzinach pracy w nocy) 2 · 10 · 200 = 4000 co daje wydajność pracy kopaczki (w założeniu 75 m³/godz.) rocznie 75 · 4000 = 300.000 m³.

Wobec tego czas potrzebny do wykonania zadania = $\frac{900000}{300000} + t_1 + t_2 = n$ lat „tl” jest to czas potrzebny do zainstalowania kopaczki wraz z założeniem torowiska dla odwózki dozwycia materiału i innych urządzeń na placu budowy, przyjmujemy go na 1/6 roku (2 miesiące), zaś „t₂” czas potrzebny dla likwidacji placu budowy, przyjmujemy go na 1/12 roku (1 miesiąc). Po podstawieniu w podany wyżej wzór otrzymamy n = 3 1/4 roku. Termin wykonania wykopu ograniczony jest do 1 i 1/2 roku kalendarzowego tj. do 300 dni rzeczywistej pracy, tj. 300 · 2 · 10 = 6.000 godzin pracy. Wobec tego należy użyć dwu kopaczek podanego wyżej typu M_D i wydajności. Obydwie kopaczki muszą być 1 i 1/2 roku w pełnym ruchu by wykonać zadanie.

O ilości i wielkości taboru transportowego dla wydobytego materiału decyduje maksymalna (najwyższa) wydajność pracy kopaczek. Jako tą najwyższą wydajność przyjmuje się do obliczeń wydajność przeciętną powiększoną o 35% — 50%.

W wypadku naszym maksymalna wydajność kopaczki na godz. = 75 + 0,50 · 75 = 113 m³ lub $\frac{113}{60}$ m³ na minutę. Po uwzględnieniu 25% -owego spulchnienia dostaniemy $\frac{113}{60} \cdot 1 \cdot 25$ m³ na kopaczkę i minutę.

Odległość transportu l = 3000 m; szybkość jazdy pociągu transportującego, jako średnia z szybkości pociągu obciążonego i próżnego, dla odstępu szyn = 900 m/m, przyjęto na 8 km/godz. lub 133 m/minut.

Zestaw transportujący składać się będzie z dwunastu drewnianych wywrotek o 4,5 m³ pojemności, które w ciągu 10 minut będą opróżniane przez załogę z 24 ludzi. Dla zwrotów pociągu na zwrotnicach przyjmujemy stratę czasu w ilości 5 minut. Strata czasu na ładowanie węgla i pobieranie wody dla lokomotywy wynosi 10 minut.

Jeden zestaw wywrotek transportuje więc $12,45 = 54 \text{ m}^3$ dobytej masy. Wobec tego kopaczka potrzebuje na załadowanie zestawu wywrotek

$$\frac{54}{\frac{113}{60} \cdot 1,25} = 23 \text{ minuty}$$

Czas jazdy od kopaczki do miejsca wyładowania =

$$2 \cdot \frac{3000}{133} + 10 + 5 + 10 = 70 \text{ min.}$$

Z tego otrzymamy potrzebną ilość zestawów wywrotek na kopaczkę równą $70/23 = 3$ pociągi + 1 pociąg pod kopaczkę w ładowaniu = 4 pociągi (zestawy). Stąd na każdą kopaczkę potrzeba 4 lokomotywki i 4 · 12 wywrotek = 48 wywrotek + 10% w rezerwie = 53 wagoniki. Dla drugiej kopaczki potrzeba będzie około 1000 m dodatkowego toru, wobec czego całkowite zapotrzebowanie torów, wliczając zwrotnice, mijanki, tor zapasowy itp. — wynosić będzie ca 5000 m.

Ciężar naładowanego zestawu wynosi 12 wagonów po $4,5 \text{ m}^3$ marglu à $1,8 \text{ t/m}^3 = 97 \text{ t}$, do tego dochodzi ciężar własny wagoników drewnianych = $12 \cdot 3,3 = 40 \text{ t}$, razem 137 t.

Według tabl. XVI do pociągu zestawu o powyższym ciężarze przy spadku 2‰, potrzebna będzie lokomotywka o mocy 40 KM. Aby jednak utrzymać średnią szybkość jazdy 8 km/godz., dalej z uwagi na opór na krzywiznach i lichej stan torów, użyto lokomotyw o mocy 160 KM każda. Na użycie tak dużej siły pociągowej wpłynęło również to, że jedynie takie lokomotywy posiadał przedsiębiorca w swoim parku maszyn.

Kalkulacja przedsiębiorcy wygląda następująco:

1. Koszta dostawy sprzętu na miejsce budowy.

9 lokomotyw (jedna rezerwowa) po 160 KM mocy à 15 t ciężkie	135 t
2 kopaczki M_D — à 100 t ciężkie	200 t
106 drewnianych wywrotek à 3,37 t	350 t
5000 m szyn po 2 · 33	330 t
7000 sztuk progów po 25 kg	175 t

Razem 1190 t

łącznie z drobnym sprzętem okrągłe 1200 t

Koszta transportu łącznie z załadowaniem na placu składowym, dostawą do stacji załadowania, przeładowanie w wagony kolejowe, wyniosły przeciętnie 16 frs/t — tj. razem 19.200 frs. Z tego na wynagrodzenie robotników (na robociznę) przypadło 9.800 frs.

2. Wyładowanie na stacji przeznaczenia, transport na miejsce budowy, montaż sprzętu i torowiska.

2 kopaczki łyżkowe à 1800 frs.	3.600 frs.
9 lokomotyw i 106 wagonetek, wyładowanie i transport na plac budowy 485 t à 5 frs.	2.425 „
5000 m toru, dowóz i ułożenie	7.500 „
	Razem 13.525 frs.

3. Rozbiórka (demontaż) zdjęcie torów i odwózka do stacji załadowania.

2 kopaczki à 1300 frs.	2.600 frs.
9 lokomotyw i 106 wywrotek	2.425 „
5000 m toru	5.000 „
	Razem 10.025 frs.

4. Dostawa sprzętu z powrotem na plac składowy (jak poprzednio) 19.200 frs.

Suma jednorazowych kosztów

a) dostawa i montaż na placu budowy (19.200 + 13.525)	32.725 frs.
b) odstawienie z powrotem i demontaż (19.200 + 10.025)	29.225 „
	Razem 61.950 frs.

5. Koszta dodatkowych robót — jak pomieszczenie dla robotników, zaopatrzenie w wodę, światło, warsztaty itp. zostały odrębnie skalkulowane na sumę 40.000 frs.

6. Koszta ogólne, świadczenia społeczne, zysk przedsiębiorcy, razem 35% od (9.800 + 13.525 + 10.025 + 9.800 + 40.000) 29.103 frs.

Razem = 131.053 frs. albo okrągło 131.000 frs.

Wobec tego na jeden m^3 dobywanego materiału przypada $\frac{131.000}{900.000} = 0,146$ frs.

Koszta stałe

1. Zużycie, amortyzacja narzędzi, materiały i wynagrodzenia za prace przy ich konserwacji (utrzymaniu).

Wielkość zużycia i stopień amortyzacji maszyny zależne są od okresu czasu w jakim maszyna pracuje. Np. 10 dni w miesiącu, 200 dni w roku itd. Jeśli przyjmiemy, że czas „zatrudnienia“ maszyny tj. ilość godzin jej funkcjonowania na rok jest wielkością zmienną „b“ i że roczne zużycie „a“ w % jest funkcją wielkości „a₀“ (a₀ = wartość zasadnicza zużycia w % przy 200 godzin ruchu na rok), wówczas otrzymamy $a = a_0 \left(1 \cdot \frac{2000 - b}{1,25 \cdot 2000}\right)$ (dla nowych maszyn i narzędzi) a wyrażając

tę wielkość w procentach kapitału zakładowego $q_0 = 0,8p + a_0 \cdot \frac{500 + b}{2500}$

„P“ — stopa procentowa ogólnie przyjęta dla lokat długoterminowych. Dla różnych maszyn budowlanych przyjęto różne „a₀“. Poniżej podajemy grupy maszyn i urządzeń wraz z odpowiadającą im wartością „a₀“.

a₀ = 10% dla starego, właściwie już zamortyzowanego sprzętu, jednak jeszcze w ruchu (w pracach długookresowych — przy ruchu na kilka zmian) p = 0,

a₀ = 13% dla wyciągów (wind) budowlanych, parowych wałów, lokomotyw parowych od 100—225 KM itp.,

a₀ = 17% dla lokomotyw parowych od 30—80 KM, lokomotyw i walców Diesla, kopaczek, szyn ramowych itd.,

a₀ = 20% dla betoniarek, kafarów, wywrotek drewnianych, pomp łamaczy kamieni itd.,

a₀ = 25% dla szop budowlanych, urządzeń tartacznych, ubijaków do betonu, wiertarek na sprężone powietrze, drobnego sprzętu do układania torowiska, kompresorów itp.,

a₀ = 25—50% dla maszyn na sprężone powietrze, dla sprzętu drobnego, narzędzi ręcznych, drzewa do szalowania i na rusztowanie, dla progów itp.

Stosując podane normy do naszego przykładu z pracą kopaczek, w założeniu, że stopa procentowa łącznie z kosztami materiałów i wynagrodzeniem za prace przy konserwacji wynosi 8% — otrzymamy:

2 kopaczki łyżkowe nowe à 96.000 frs. = 192.000 frs.

w pierwszym roku pracy maszyn

$$q_0 = 0,8 \cdot 8 + 17 \cdot \frac{500 + 4000}{2500} = 36,4\% \text{ od } 192.000 = 69888 \text{ frs.}$$

w drugim roku (b = 2000)

$$q_0 = 0,8 \cdot 8 + 17 \cdot \frac{2500}{2500} = 23,4\% = 44928 \text{ frs.}$$

Z 9 lokomotyw 5 jest nowych a 4 stare. Wartość nowej lokomotywy 18.000 frs. Dla 5 nowych lokomotyw w 1 roku pracy:

$$q_0 = 0,8 \cdot 8 + 13 \cdot \frac{4500}{2500} = 29,8\% \text{ od } 5 \cdot 18.000 = 26820 \text{ frs.}$$

w drugim roku

$$q_0 = 0,8 \cdot 8 + 13 \cdot \frac{2500}{2500} = 19,4\% \text{ od } 90.000 = 17460 \text{ frs.}$$

Dla 4 starych lokomotyw w pierwszym roku pracy

$$q_0 = 10 \cdot \frac{4500}{2500} = 18\% \text{ od } 4 \times 18000 = 12960 \text{ frs.}$$

w drugim roku pracy

$$q_0 = 10\% \text{ od } 72000 = 7200 \text{ frs.}$$

Dla 106 wywrotek drewnianych nowych, cena za sztukę 1100 frs. 106 sztuk = 116600 frs.

w pierwszym roku pracy

$$q_0 = 0,8 \cdot 8 + 20 \cdot \frac{4500}{2500} = 26,4\% \text{ od } 116600 \text{ frs.} = 49438 \text{ frs.}$$

w drugim roku pracy

$$q_0 = 6,4 + 20 \cdot \frac{2500}{2500} = 26,4\% \text{ od } 116600 \text{ frs.} = 30782 \text{ frs.}$$

Dla 5000 m toru — 1400 frs. za 100 m = 70000 frs.

Zużycie i amortyzacja: p = 6%, a₀ = 17%

w pierwszym roku pracy:

$$q_0 = 0,8 \cdot 6 + 17 \cdot \frac{4500}{2500} = 34,8\% \text{ od } 70000 \text{ frs.} = 24360 \text{ frs.}$$

w drugim roku pracy:

$$q_0 = 4,8 + 17 = 21 \cdot 8\% \text{ od } 70000 = 15260 \text{ frs.}$$

Wynagrodzenie za utrzymanie 1 km toru obliczone na 1 godzinę ruchu 0,9 godziny ustawiacza (torowego) à 0,65 frs./godz. = 0,59 frs. stąd na 5 km i 6000 godzin ruchu = 0,59 · 5 · 6000

$$= 17700 \text{ frs.}$$

Razem 316796 frs.

Dla drobn. sprzętu i jego utrzymania 3% od 316796 frs. = 9504 frs.

Dla szop budowlanych, baraków, warsztatów około 30%

$$\text{po } 5 = 0,3 \cdot 40000 = 12000 \text{ frs.}$$

Razem 338300 frs.

$$\text{Stąd na } 1 \text{ m}^3 \text{ wykopu } \frac{338300}{900000} = 0,376 \text{ frs.}$$

2. Wynagrodzenie robotników (robocizna)

Robotników należy płacić według ustalonych przepisami norm wynagrodzeń. W naszym przykładzie praca będzie trwała dzień i noc — czas pracy każdej zmiany (szicht) 10 godzin.

Dla każdej zmiany będzie potrzebny:

1 majster do kopaczki à 2,80 frs./godz.	= 2,80 frs.
2 prowadzących kopaczki à 2,40 „	= 4,80 „
8 prowadzących lokomotywy à 2,40 frs./godz.	= 19,20 „
8 palaczy à 1,80 „	= 14,40 „
	<hr/>
	Razem 41,20 frs.

2 przodowników przy kopaczkach à 2,00 frs./godz.	= 4,00 frs.
2 przodowników przy wywrotkach à 2,00 „	= 4,00 „
12 robotników przy kopaczkach na miejscu załadowania 1,30	= 15,60 „
48 „ przy wywrotkach i wyrównaniu nasypu 1,30	= 62,40 „
4 „ do opieki nad torem à 1,30	= 5,20 „
4 „ do pomocy przy ładowaniu węgla i wody na lokom.	= 5,20 „

Dla obsługi oświetlenia elektrycznego i obsługi warsztatowej będą potrzebni: 1 elektro-monter, 1 monter warsztatowiec, 8 monterów młodszych, 8 pomocników. Ponieważ grupa tych ludzi pełnić będzie służbę tylko albo w dzień albo w nocy — dlatego przyjęto:

1 (= 2/2) elektro-monter à 2,80	= 2,80 frs.
4 (= 8/2) monter. młodszych à 2,40	= 9,60 „
4 (= 8/2) pomocników à 1,30	= 5,20 „

Dla robót ogólnych (kucharz, stróże itd.):

10 robotników à 1,30	= 13,00 frs.
126 robotników	Razem 189,00 frs.

Dodatek za nadwyżkę czasu pracy dla majstrów od kopaczki, prowadzących kopaczki i przodowników = 5,00 frs.

Dodatki za nadgodziny, dodatki świąteczne, nocne, podzielone na obydwie zmiany, premie, praca w deszcz, urlopy itp.

30 % od 189,00	= 56,70 frs.
	Razem 250,70 frs.

Świadczenia społeczne przedsiębiorcy 18% od 250,70 = 45,12
Razem 295,82 frs.

Przeciętne wynagrodzenie za godzinę pracy w zmianie nocnej i dziennej wynosi $\frac{295,82}{126} = 2,348$ frs./godz.

Obydwie kopaczki wydobywają na godzinę $2 \cdot 75 = 150 \text{ m}^3$ materiału, stąd robocizna na $1 \text{ m}^3 = \frac{295,82}{150} = 1,972$ frs./ m^3 .

3. Materiały pędne:

Dla kopaczek 2 M_D Diesel à 200 KM = 400 KM.

Zużycie oleju pędnego na godzinę pracy:

400 · 0,15 kg/KM-godz. = 60 kg à 0,48 frs. = 28,80 frs.

Zużycie olejów smarnych, wełny do czyszczenia itd. 1/10 zużycia oleju pędnego = 6 kg à 0,90 frs. = 5,40 frs.

= 34,20 frs.

Dla lokomotyw na godzinę pracy:

8 lokomotyw 160 KM; Węgiel 8 · 65 = 520 kg à 0,10 = 52,00 frs.

Oleje, wełna do czyszczenia ca 10% kosztów węgla = 5,20 „

Woda 8 · 0,6 = 4,8 m³ à 0,15 frs. = 1,42 „

58,64 frs.

Dla wywrotek: 108 sztuk à 0,02 kg oleju = 2,16 kg à 1,00 = 2,16 frs.

Za prąd do oświetlenia warsztatu itd. 20 KW/godz. à 0,04 fr = 8,00

Razem 10,16 frs.

Razem na godzinę pracy:

$$34,20 + 58,64 + 10,16 = 103,00 \text{ frs. na } \text{m}^3 \text{ wykopu} = \\ = \frac{103,00}{150} = 0,686 \text{ frs/m}^3$$

Ogółem kosztu wydobywania:

$$0,146 + 0,376 + 1,972 + 0,686 = 3,180 \text{ frs/m}^3$$

Do tego dochodzą:

Koszta ogólne i zysk

a) podatki, wydatki centralne, ogólne wydatki 8% od 3,180 frs.	= 0,296 frs.
b) kierownictwo budowy (wysokość kosztów kierown. budowy kształtuje się rozmaicie i należy ją przyjmować w kalkulacji zależnie od warunków miejscowych)	= 0,015
Ryzyko, podatek obrotowy i zysk 8% od 3,180	= 0,148
Razem	0,459 frs.

Razem 3,639 frs./ m^3 wykopu i transportu podanego na wstępnie materiału. Należałoby doliczyć jeszcze kosztu ewentualnego wyrównania korony nasypu i wyrównania skarp. Prace te nie zostały jednak wyraźnie oznaczone w zadaniu, postawionym przedsiębiorcy do wykonania.

B. Koszty przewozu ziemi*)

W wypadku gdzie transport ziemi taczkami lub wywrotkami o sile pociągowej ręcznej jest opłacalny, oblicza się w praktyce koszt odpajania, załadowania i przewozu ziemi przy zastosowaniu wzoru dla obliczenia czasu potrzebnego dla dokonania tych czynności. Wzór ten brzmi:

$$t = \frac{60}{z \cdot Q \text{ godz.} \cdot q} \cdot i + a + \frac{2 \cdot L + h \cdot s}{60 \cdot v}$$

t — oznacza czas w min. potrzebny do odspojenia, załadowania i przewozu jednym danym środkiem przewożącym,

Q godz. — ilość materiału w m^3 , którą 1 robotnik może odspoić i załadować przeciętnie w jednej godzinie (Tabl. I),

z — ilość robotników potrzebną do obsługi jednej taczki, wózka itp.,

L — średnia odległość transportu w metrach,

v — średnia szybkość transportu w m/sek.,

a — czas potrzebny do naładowania i wyładowania na każdą poszczególną jazdę (turę) w minutach,

q — współczynnik ładowania (Tabl. I) dla przewożonego materiału,

i — pojemność środka transportowego w m^3 ,

*) Obliczanie kosztów jest z natury rzeczy sprawą dość złożoną i normalnie nie wchodzi w zakres pracy nadzorczy drogowego czy wodno-melioracyjnego.

h — spadek całkowity drogi transportu dla jego średniej długości,
s — tzw. dodatek na spadek w m, dodawany do średniej poziomej odległości transportu — wynikający z potrzeby uwzględnienia zwiększonych trudności przewozu na trasie leżącej w spadku.

Przypuśćmy, że w T dniach mamy przewieźć Q m³ ziemi na średnią odległość transportową L. Wobec tego dziennie będziemy musieli przewieźć $Q_1 = \frac{Q}{T}$ m³, stąd dziennie będziemy musieli naładować W środków przewozowych $= \frac{Q_1 \cdot q}{i}$

Jeśli — jak widać z tabl. I — jeden robotnik odpaja i ładuje w jednej godzinie Q m³ ziemi danego gatunku (od I — VII), to w t₁ godzinach, wykona on pracę ręczną t₁ · Q godz. = x m³, zaś załaduje $w = \frac{t_1 \cdot Q \text{ godz.} \cdot q}{i}$. Aby więc załadować dziennie ilość równą W (środków przewozowych) będzie potrzeba Z robotników, którzy równocześnie odpajają i ładują. Jeśli jeden robotnik wykonuje dziennie „w” ładunków, to dla wykonania całkowitego zadania dziennego W ładunków, będzie potrzebna ilość robotników $= Z = \frac{W}{w}$

1. Przewóz taczkami

Dla transportu taczkami należy podstawić we wzór dla obliczenia czasu potrzebnego do wykonania tej czynności $i = 1/16 \text{ m}^3 = 0,06 \text{ m}^3$,

dla V = 0,8 m/sek lub 50m/min,

dla a = 1,5 min — na ruszenie i wyładowanie taczek,

dla z = 1 — gdy jeden i ten sam robotnik odpaja, ładuje i przewozi,

dla S = 15 m na każdy 1 m wzniesienia trasy transportu.

Przykład: W 20 dniach chcemy przetransportować 4000 m³ ziemi kl. II na średnią odległość przewozu = 100 m. Różnica spadku na tych 100 m = 2 m.

A więc — T = 20, Q = 4000 m³, q = 1,2 (Tabl. I), h = 2 m

$$Q_1 = \frac{Q}{T} = \frac{4000}{20} = 200 \text{ m}^3;$$

$$W = \frac{Q_1 \cdot q}{i} = \frac{200 \cdot 1,2}{0,06} = 4000 \text{ załadowań ta-}$$

czek na dzień. Jeśli jeden robotnik odpaja i ładuje np. 1 m³ ziemi kl. II w 1,4 godz., to jego wydajność pracy na godzinę $1/1,4 = 0,714 \text{ m}^3 = Q \text{ godz.}$

$$\text{Stąd } t = \frac{60}{1 \cdot 0,714} \cdot \frac{0,06}{1 \cdot 2} + 1,5 + \frac{2 \cdot 100 + 2 \cdot 15}{50} = 10,3 \text{ min.}$$

Wobec tego w 8-mio godzinnym dniu pracy może jeden robotnik odspoić, załadować i przewieźć $\frac{8 \cdot 60}{10 \cdot 3} \cdot 0,06 = 2,8 \text{ m}^3$. Aby więc wykonać dziennie odspojenie, załadowanie i przewóz 200 m³ ziemi, potrzeba będzie Z robotn. $= \frac{W}{w} = \frac{200 \cdot 1 \cdot 2}{2,8} = 85 \text{ robotników.}$

Z uwagi na ewentualne choroby robotników, utrzymanie trasy transportu i konserwację sprzętu, należy tę ilość robotników powiększyć o 5% = tj. do wykonania podanej na wstępie pracy w ciągu 20 dni, będziemy potrzebowali 89 robotników.

Czyste koszty doboru i transportu 200 m³ danego materiału będą wynosiły przy wynagrodzeniu 1,40 frs na godzinę — $89 \cdot 8 \cdot 1,40 = 996,80 \text{ frs.}$ Do tego 3 dozorców (przodowników), wynagradzanych po 16 frs dziennie (8-mio godzenny dzień pracy) = 48 frs.

Razem 1044,80 frs., tj. za każdy m³ dobytej i przewiezionej ziemi

$$\frac{1044,80}{200} = 5,22 \text{ frs.}$$

Na zużycie sprzętu, amortyzację i utrzymanie narzędzi, jak również na dostawienie i odstawienie tychże z miejsca pracy należy doliczyć ca 0,08 frs. na 1 m³.

Wydatki na świadczenia społeczne wynoszą 16% czystych wynagrodzeń tj. $16/100 \cdot 5,22 = 0,83 \text{ frs./m}^3$.

Razem $5,22 + 0,08 + 0,83 = 6,13 \text{ frs.}$

Na ubicie i wyrównanie materiału wyładowywanego na „kipie” — $0,10 \text{ frs./m}^3 - 6,13 + 10 = 6,23 \text{ frs.}$

Zysk przedsiębiorstwa i wydatki ogólne wynoszą 8% całej sumy. tj. $8/100 \cdot 6,23 = 0,50 \text{ frs.}$ Całkowity więc koszt doboru i transportu w danych warunkach $L = 6,73 \text{ frs./m}^3$.

W przybliżeniu można obliczyć koszty przewozu i wyładowania 1 m³ ziemi, łącznie z rozrzuceniem na miejscu wyładowania, kosztami i amortyzacją sprzętu itp. — jednak bez kosztów odspojenia i ładowania z następujących formuł:

$$\text{Dla gruntu kl. I (Tabl. I) } - 0,5 + (L_m - 40) \cdot 0,008 \text{ D}$$

$$\text{„ „ kl. II „ } - 0,55 + (L_m - 40) \cdot 0,008 \text{ D}$$

$$\text{„ „ kl. III—V „ } - 0,70 + (L_m - 40) \cdot 0,01 \text{ D}$$

$$\text{„ „ kl. VI—VII „ } - 0,80 + (L_m - 40) \cdot 0,01 \text{ D}$$

Na wzorach powyższych L_m oznacza średnią odległość transportu w m, zaś D koszt dniówki robotnika.

Dla przybliżonych obliczeń kosztów pracy objętej wyżej podanymi wzorami wraz z kosztami odspojenia i ładowania służą wzory:

Roboty ziemne 8

Dla gruntów kl. I	(Tabl. I)	— 0,5 + (L _m — 40) · 0,070 D
„ „ kl. II	„	— 0,55 + (L _m — 40) · 0,075 D
„ „ kl. III—V	„	— 0,70 + (L _m — 40) · 0,1 D
„ „ kl. VI—VII	„	— 0,80 + (L _m — 40) · 0,15 D

Oczywiście powyższe wzory odnoszą się wyłącznie dla obliczeń kosztów transportu przy pomocy tacek ręcznych przy zachowaniu norm i metod pracy opisanych w niniejszej książce.

1. Przewóz wagonikami kolebowymi. Koszta dowozu i odwozu sprzętu transportującego z miejsca pracy są zależne od warunków miejscowych i dlatego muszą być według nich obliczane.

Ciążary własne różnych rodzajów wózków niezbędne przy kalkulacji ich transportu podane są w Tabl. XV i XXIII.

Do kosztów instalacji kolejek roboczych należy zaliczyć również wydatki na ułożenie i zdjęcie torów kolejki, łącznie z pierwszym wyrównaniem terenu pod kolejką. Dane odnośnie tych kosztów, jak również kosztów nabycia sprzętu transportującego, lokomotyw i kosztów ruchu, znajdują się w rozdziale o kosztach przewożenia ziemi kolejkami roboczymi o napędzie mechanicznym.

a. O sile pociągowej ręcznej. W formule na obliczenie czasu potrzebnego do przewiezienia danej masy ziemi

$$t = \frac{60}{z \cdot Q \text{ godz.} \cdot q} \cdot i + a + \frac{2L + h \cdot S}{60v}$$

należy przyjąć „i” = 0,75 — 1 m³; v = 1 m/sek.; „a” = 5 min.; s = 80 m. „z” oznaczające ilość robotników do przewożenia jednego wagonika, przyjmuje się dla spadków drogi transportu ≅ 2%, na 2 — powyżej 2% spadku potrzeba będzie 3 robotników do poruszania naładowanej koleby. Odległość transportu na który opłaca się przewożenie kolebami o sile pociągowej ręcznej, leży między 50—300 m.

Poniżej podany jest przykład kalkulacji transportu kolebami poruszonymi ręcznie. Mamy do dyspozycji 100 robotników — przy pomocy których należy odspoić i przewieźć 30000 m³ ziemi klasy II (Tabl. I) na odległość transportu L = 200 m. Dla wyrównania, ubicia itp. robót na miejscu wyładowania będziemy mieli do dyspozycji innych robotników. Obliczyć: czas potrzebny do wykonania pracy, właściwy podział 100 robotników na kopaczy, ładowaczy i robotników transportujących, jak również potrzebny tabor. Według tablicy I — 1 robotnik wykwalifikowany pracujący w materiale kl. II odspaja i ładuje w 1 godzinie 0,8 m³. Jedna koleba naładowana do pełna zabiera 1 m³ ziemi; przyjmując spulchnienie 20%, obliczymy, że wywrotka zabiera tylko 0,96 m³, 1/1,2 = 0,96 m³. Jeden robotnik zużyje na odspojenie i naładowanie wywrotki $\frac{60}{0,8} \cdot 0,96 = 72$ min. Ponieważ na kolejce w poziomie do przewożenia wywrotki ustawiliśmy już 2 ludzi, którzy

też mogą odspajać i ładować, dlatego i czas potrzebny do odspojenia i ładowania zmniejszy się o połowę: $\frac{72}{2} = 36$ min. Strata czasu na ruszenie wagonika z miejsca i na wyładowanie jego zawartości wynosi zgodnie z doświadczeniem 5 min. Szybkość jazdy = 60 m/min, a ponieważ średnia odległość transportowa wynosi L = 200, stąd czas jazdy tam i spowrotem = $\frac{2 \cdot 200}{60} = 6,6 = 7$ min.

Wobec tego jeden przewóz jednym wagonikiem 0,96 m³ pojemności, wymaga łącznie z odspojeniem i naładowaniem 36 + 5 + 7 = 48 min. Czas pracy w ciągu jednego dnia wynosi 8 · 60 = 480 min, z czego wynika, że 2 robotników wykona $\frac{480}{48} = 10$ jazd tam i spowrotem wywrotką 0,96 m³ łącznie z odspojeniem, naładowaniem i wysypywaniem materiału z koleby w ciągu 1 dnia. Dzienna wydajność pracy jednego robotnika = $\frac{10}{2} \cdot 0,96 = 4,8$ m³ ziemi.

Jeden robotnik może w jednej godzinie na miejscu wyładowania około 3 m³ ziemi wyrównać (rozplanować), jak również wykonać prace związane z przesuwaniem torów w miarę postępu robót. W 8 godzinach rozplanuje więc jeden robotnik 24 m³ = 8 · 3 m³.

Z uwagi na ewentualne przejściowe choroby robotników itp. należy przyjąć, że tylko 95 robotników będzie stale pracowało (5% mniej) — wobec czego otrzymamy, że 100 robotników pracując 8 godzin dziennie odspoi, załaduje i przewiezie 95 · 4,8 = 456 m³. Aby te ilości ziemi na miejscu wyładowania rozplanować, będzie potrzeba jeszcze $\frac{456}{24} = 18$ robotników. Jeżeli musielibyśmy do rozplanowania wyznaczyć grupę robotników z 95 przeznaczonych początkowo tylko do odspojenia i transportu, to wówczas grupa robocza 95 robotników wykona pracę wyrażoną w „M” m³ odspojonego, przewiezonego i rozplanowanego materiału, wynikającą z równania $95 = \frac{M}{4,8} + \frac{M}{24} = 381$ m. Ponieważ zadaniem naszym było odspojenie i przewiezienie i ewentualne rozplanowanie 30000 m³ materiału kl. II — wobec tego ilość potrzebnych dni pracy = $\frac{30000}{456} = 66$ (przy 100 + 18 robotnikach dziennie) i $\frac{30000}{381} = 79$ (przy 100 robot.) tj. do odspojenia, ładowania i przewozu $\frac{381}{4,8} = 79$ ludzi i do wyrównania na „kipie” 21 robotników.

W pierwszym wypadku w rzeczywistości odspaja, ładuje i przewozi tylko 95 robotników po 2 na wywrotkę, dlatego też ilość wywrotek potrzebnych do transportowania = $\frac{95}{2} = 48$ sztuk + 10%, w rezer-

wie = 53 wagoniki — zaś w drugim wypadku $\frac{79}{2} + 10\% = 43$ sztuki.

Z ilości potrzebnych robotników, z ich wynagrodzenia za prace dzienne i ich wydajności pracy, otrzymamy czyste koszty wykonanej pracy na 1 m³ ziemi. Do tych kosztów należy doliczyć koszty nadzoru, wydatki na tabor i tory, wydatki na ubezpieczenie społeczne, ogólne wydatki i zysk przedsiębiorstwa.

Suma wszystkich tych wydatków podzielona przez ilość materiału w naszym wypadku 30000 m³ (II kl.) — da nam brutto koszty odspojenia, załadowania, przewozu i ewentualnego rozplanowania 1 m³ ziemi.

W przybliżeniu można obliczyć koszty transportu i wyładowania 1 m³ ziemi łącznie z kosztami przesuwania szyn na kłopy, kosztami: nadzoru, narzędzi i taboru z następujących wzorów:

Grunty kl. I	(Tabl. I)	— 0,53 + (L — 80) · 0,0018 D ₁
„ „ II	„	— 0,56 + (L — 80) · 0,002 D ₁
„ „ III—V	„	— 0,67 + (L — 80) · 0,002 D ₁
„ „ VI—VII	„	— 0,73 + (L — 80) · 0,0022 D ₁

D₁ jest to średni koszt dniówki robotników i dozorców (przodowników). Na każdy 1 m³ wzniesienia linii kolejki roboczej, należy do L mierzonego w poziomie dodać 50 m.

b. O pociągu konnym. Dla kalkulacji kosztów przewozu za pomocą wywrotek o pociągu konnym, nie można zastosować formuły na obliczenie czasu potrzebnego do wykonania pracy, ponieważ człowiek bierze tylko częściowy udział w wykonaniu zadania, kopiąc, odspajając i ładując, podczas gdy transport wykonuje koń z woźnicą.

Niema specjalnych formuł na obliczenie kosztów tego rodzaju robocizny, zależna jest ona w dużej mierze od ceny dniówki konia, różnej w różnych porach roku, od jego siły itd.

Podam przykład praktyczny jako wskazówkę, jak należy kalkulować podobny rodzaj pracy.

Mamy odspoić i przewieźć 15.000 m³ materiału II kl. (Tabl. I) — w ciągu 50 dni, na odległość L = 500 m — po wzniesieniu = 1%.

Wynika stąd, że dziennie trzeba będzie odspoić i przewieźć $\frac{15000}{50} = 300$ m³ ziemi lub inaczej — przy pojemności wywrotki = 1 m³ i 20% spulchnieniu początkowym, należy przetransportować dziennie $\frac{300 \cdot 1 \cdot 2}{1} = 360$ wywrotek do pełna naładowanych. 1 robotnik odspaja i ładuje 0,8 m³ ziemi II kl. na godzinę (co odpowiada 0,8 · 1,2 = 0,96 m³ ziemi spulchnionej na godzinę, czyli okrągło 1 pełną wywrotek) stąd na dzień 0,8 · 8 = 6,4 m³ dziennie, w 8-mio godzinnym dniu pracy.

Stąd potrzebna na dzień załoga robotników = $\frac{300}{6,4} = 47$ ludzi.

W dłużej trwającym ruchu na wzniesieniu 1% średnio silny koń uciągnie 2 wywrotki po 1 m³ = 2 m³ spulchnionej ziemi. Szybkość przeciętna jazdy wynosi 75 m/min.; na złączenia naładowanych wózków, stratę czasu na wyładowanie i przeprawkę doliczyć 10 min. Wobec tego czas potrzebny na jedną turę wózkami od miejsca naładowania na kłopy = $\frac{2 \cdot 500}{75} + 10 = 23,3$ min. W ciągu 8 godzin pracy wykona 1 koń

$\frac{8 \cdot 60}{23,3} = 20$ przejazdów pociągiem złożonym z dwu wózków, czyli przewiezie 20 · 2 = 40 m³ odspojonej i spulchnionej ziemi.

Aby więc przewieźć dziennie 360 ładunków wywrotek, będzie trzeba postawić do pracy 9 koni i 9 pociągów po 2 wywrotki, czyli 18 wywrotek o 1 m³ pojemności każda. Wobec tego, że jeden woźnica nadzoruje równocześnie 2 pociągi, potrzeba będzie 5 woźniców. Czas odspajania i ładowania należy możliwie zrównać z czasem jazdy. Dlatego w naszym przypadku na każde 2 wagoniki należy postawić do ładowania i odspojenia 5 robotników. Odspojenie i naładowanie 2 m³ ziemi kl. II (Tabl. I) 5-ciom robotnikami wymaga 25 minut czasu, czas jazdy 24 minut. Grupa 10 robotników wyładuje i wyrównuje 50 m³ ziemi II kl. (Tabl. I). W 8 godzinach wydajność pracy wynosić będzie 400 m³ = 8 · 50 m³. Ponieważ przewieziemy w 8 godzinach tylko 360 m³, wobec tego wystarczy do tej pracy 9 robotników.

Łącznie potrzeba będzie robotników:

1) do odspojenia i załadowania	— 47 ludzi
2) do wyładowania i wyrównania	— 9 „
3) woźniców	— 5 „
Razem	— 61 ludzi.

Do tego 5%-owy dodatek, z uwagi na przejściowe choroby itp. — oraz 2 przodowników na miejscu załadowania i 1 na „kłopy“ daje 59 robotników + 5 woźniców + 3 przodowników.

Cena za odspojenie, transport i wyładowanie 1 m³ ziemi II kl. na odległość 500 m itd. kształtować będzie się następująco:

Wynagrodzenie za pracę na dzień tj. 300 m ³ ziemi macierzystej —	
59 robotników à 1,40 frs./godz. — 11,20 frs. dziennie	660,80 frs.
3 przodowników à 1,80 frs./godz. — 14,40 „ „	43,20
5 woźniców à 1,60 frs./godz. — 12,80 „ „	64,00
Razem	768,00 frs.
Wydatki przedsiębiorstwa na świadczenia społ. 16%	102,88 frs.
Razem	870,88 frs.
Wynajem 9 koni po 20 frs. dziennie	180,00 „
Razem	1050,88 frs.

lub na 1 m³ ziemi $\frac{1050,88}{300} = 3,51 \text{ frs./m}^3$

Koszt dowozu i odwozu sprzętu z miejsca pracy wynosi 0,4 frs. na 1 m³, czyli razem 3,91 frs./m³.

Ułożenie i zdjęcie torów na 1 m b. (tory ramowe — o rozstawie 75 cm) wymaga 0,8 robotniko-godziny; na 650 m b. toru (łącznie z rozjazdami, mijawkami itd.) wymaga zatem 520 robotniko-godzin po 1,40 frs. = 728 frs. — $\frac{728}{15000} = 0,05 \text{ frs./m}^3$ — czyli 3,91 + 0,48 = 3,96 frs./m³.

Utrzymanie torów na 1 km i godzinę ruchu = 0,6 rob/godz. à 1,40 = 0,84 frs. stąd na 0,65 km i 400 godzin ruchu = 218,40 frs. lub na m³ = $\frac{218,40}{15000} = 0,014$ 3,96 + 0,014 = 3,98.

Koszta zużycia i amortyzacji torów i wyrotek (20 sztuk), jak również innego sprzętu obliczono na podstawie danych z Tabl. XXIV i XXV (o sposobie posługiwania się tabl. XXVIII i XXIX, umieszczone na końcu podręcznika — informuje punkt 4 niniejszego rozdziału „o kosztach ruchu i utrzymania wagoników“) i wyniosły one 1162 frs. lub 0,144 frs./m³ — 3,98 frs. + 0,14 = 4,12 frs.

Wydatki ogólne i zysk przedsiębiorstw 8% = 0,33 frs./m³ — 4,12 + 0,33 = 4,45 frs./m³.

c) O napędzie mechanicznym

Koszta transportu rozkładają się na:

1) Koszta jednorazowe tj. wydatek na przywiezienie i odwiezienie sprzętu i taboru z miejsca pracy.

2) Na koszta urzędzenia i oczyszczenia miejsca pracy, łącznie z pierwszym wyrównaniem (bez większych robót ziemnych) i ubiciem dla położenia torów. Dla obliczenia przybliżonego kosztów wymienionych ad punkt 2) można posługiwać się następującymi wzorami praktycznymi:

1 m b. ułożenia i zdjęcia torów — wymaga robotniko-godzin:

	a	b	
Tory ramowe — rozstaw 600 mm	0,35	+ 0,15	0,5
Tory na progach 600 mm	0,45	+ 0,25	0,7
„ „ „ 750 mm	0,70	+ 0,40	1,1
„ „ „ 900 mm	0,60	+ 0,60	1,5

3. Koszta lokomotyw

Koszta te dzielą się na:

A. Koszta sprzętu — dla lokomotyw parowych — należy podzielić na koszta zużycia (17%), amortyzacji (6%) i wydatki na utrzy-

manie i konserwację. Tablica XXIV podaje wysokość łączną wymienionych kosztów na godzinę pracy lokomotywy, w zależności od jej mocy, wartości (ceny kupna) i czasu w jakim ma pracować (b).

TABLICA XXIV

Lokomot. o mocy w KM	40 KM	60 KM	80 KM	125 KM	160 KM	200 KM
Ciężar w t	8,5	10,0	11	14	15	16
Wartość = cenie kupna we frs.	9000	10200	13200	18000	20400	21800
Na „b“ godzin ruchu (pracy) b = 500	2,37	2,65	3,5	4,40	4,74	5,40
b = 1000	1,62	1,83	2,4	3,03	3,24	3,66
b = 2000	1,25	1,40	1,84	2,33	2,49	2,83
b = 3000	1,12	1,27	1,65	2,10	2,24	2,54
b = 4000	1,10	1,23	1,62	2,07	2,19	2,48
b = 5000	1,08	1,21	1,60	2,02	2,18	2,44
b = 6000	1,10	1,23	1,61	2,05	2,20	2,55

Te same dane dla lokomotyw Diesla podaje Tabl. XXV.

B. Koszty z wynagrodzeń za utrzymanie lokomotywy wynoszą od 0,2—0,5 robotniko-godziny bez świadczeń społecznych, robotnika kwalifikowanego (maszynisty, szofera itp.) na godzinę pracy lokomotywy.

C. Koszta wynagrodzenia za obsługę lokomotywy — na godzinę pracy lokomotywy wynoszą:

a) dla lokomotyw parowych:

— przy pracy na jedną zmianę	— 1,15 rob.-godz.	maszynisty
	— 1,30	„ „ palacza
— przy pracy na dwie zmiany	— 1,15	„ „ maszynisty
	— 1,20	„ „ palacza
— przy pracy na trzy zmiany	— 1,10	„ „ maszynisty
	— 1,15	„ „ palacza.

TABLICA XXV

Lokomotyw Diesla o mocy	24 KM	40 KM	75 KM
Ciężar w t	4,6	7,0	10,0
Wartość = cenie kupna we frs.	6500	9000	16200
b = 500	1,70	2,37	4,28
b = 1000	1,16	1,62	2,88
b = 2000	0,88	1,25	2,25
b = 3000	0,76	1,12	2,02
b = 4000	0,73	1,10	2,00
b = 5000	0,70	1,08	1,95
b = 6000	0,70	1,10	1,95

b = ilość godzin przewidzianej pracy dla danego zadania.

TABLICA XXVI

Zużycie	Moc lokomotywy		
	24 KM	40 KM	75 KM
Ropa kg/godz.	2,60	4,00	7,00
Oleje smarne „	0,20	0,30	0,60
Oleje do czyszc. „	0,03	0,04	0,06
Pakuły i szmaty „	0,03	0,04	0,06

b) Dla lokomotyw Diesla: 1,1 rob.-godz. maszynisty i 1,1 rob.-godz. pomocnika maszynisty.

D. Zużycie materiałów pędnych na godzinę pracy dla lokomotyw Diesla wynosi:

Zużycie materiałów pędnych do czyszczenia lokomotyw parowych podaje tabl. XXVII (na końcu podręcznika).

4) Koszty ruchu i utrzymania wagonetek

Kształtują się następująco:

a) Wartość zużycia (20% dla wywrotek żelaznych, 25% dla wagonetek drewnianych) + amortyzacja (6%) + koszty materiałowe (łącznie z ważniejszymi naprawami). Sumę tych kosztów na godzinę pracy w zależności od rodzaju wagonetki, jej pojemności, ciężaru i wartości podaje tablica XXIV (na końcu podręcznika).

b) Koszty wynagrodzeń robotników za utrzymanie sprzętu na godzinę pracy. Wnoszą one: dla wywrotek do 2 m³ pojemności 0,01—0,03, dla wywrotek samoczynnych do 5 m³ pojemności 0,1 wynagrodzenia robotnika kwalifikowanego (szofera, maszynisty itp.) za godzinę pracy. Dla wywrotek drewnianych od 1—4 m³ pojemności 0,04—0,15 wynagrodzenia robotnika fachowego za godzinę pracy.

c) Wynagrodzenie dla hamulcowych — tam gdzie nie będzie specjalnych hamulcowych, należy wstawić do kalkulacji 0,01 wynagrodzenia za godzinę pracy robotnika niewykwalifikowanego na każdą godzinę pracy wagonetki dla smarowniczych.

d) Smary. Zużycie smarów na godzinę pracy wagonetki wynosi:

dla wagonetek żelaznych o pojemności od
0,5—2,0 m³, 0,005—0,012 kg/godz.,

dla wagonetek drewnianych o pojemności od
2—4,5 m³, 0,01—0,02 kg/godz.,

dla samoczynnych wywrotek żelaznych od 5 m³—0,025 kg/m³.

5) Koszt ułożenia i utrzymania torów składa się

a) z kosztów zużycia + amortyzacja, kosztów materiałowych i kosztów utrzymania. Tabl. XXIV podaje sumę kosztów pod a) na 100 m b. toru przy 1000 godzin ruchu we frs.

b) z wynagrodzeń. Utrzymanie 1 km torów wymaga na godzinę ruchu: — dla rozstawu 600 mm — 0,4 wynagrodzenia torowego za godz. pracy.

Dla rozstawu 750 mm — 0,6 wynagrodzenia torowego za godz. pracy
„ „ 900 mm — 0,9 „ „ „ „

c) wynagrodzenie dzienne zwrotnicznych.

6) Przybliżona kalkulacja kosztów transportu kolejkami roboczymi. Dla przybliżonej kalkulacji tych kosztów, służą następujące wzory.

Jeśli „d“ oznacza koszt transportu 1 m³ ziemi macierzystej na odległość transportową „Lm“ i „dr“ czyste koszty transportu tzn. koszty wynagrodzeń robotników łącznie ze świadczeniami społecznymi i koszt siły pociągowej konnej lub maszynowej łącznie z utrzymaniem, amortyzacją i kosztami zużycia; „d_n“ — koszty uboczne tj. koszty utrzymania narzędzi i sprzętu, koszty instalacji budowlanych, koszty ułożenia i zdjęcia torów, wyrównania terenu pod kolejkę i koszty nadzoru na placu budowy — wówczas będziemy mieli:

1) Dla kolejki roboczej o pociągu konnym: $d = d_n + d_r + d_s$;

$$d_n = 1,1 + 0,137 \cdot a_1 + (0,016 + 0,00005 \cdot a_1 + \frac{250}{M}) \cdot L,$$

$$d_r = (0,08 + 0,00016 L) a_1,$$

$$d_s = \text{dodatek na wzniesienie} = (0,0083 + 0,000016 L) \cdot S \cdot a_1.$$

2) Dla wąskotorowej kolejki roboczej o napędzie mechanicznym — $d = d_n + d_r + d_s$;

$$d_n = 1,6 + 0,56 \cdot a_2 + (0,0113 + 0,000116 \cdot a_2 + \frac{380}{M}) \cdot L,$$

$$d_r = \frac{1}{L} (0,0462 + 0,00002 L) \cdot a_1,$$

$$d_s = \frac{1}{L} (0,0051 + 0,0000022 \cdot L) \cdot S \cdot a_1;$$

L = ciężar lokomotywy przypadający na jej koła napędowe (tylko dla wzorów pod 2),

a₁ = koszt siły pociągowej na 1 godzinę ruchu,

a₂ = koszt wynagrodzeń robotników na 1 godzinę pracy,

s = wzniesienie w procentach,

M = masa przeznaczona do transportu.

TABLICA XXVII

	Moc lokomotywy									
	30 KM	40 KM	50 KM	60 KM	80 KM	100 KM	125 KM	160 KM	200 KM	
Mat. pędne węgiel (7200—8200 kal) kg na godz.	17—24	20—28	25—33	30—37	35—48	37—50	45—56	50—65	52—70	
Lub kg/KM godz.	0,6—0,8	0,5—0,7	0,5—0,65	0,5—0,6	0,45—0,6	0,37—0,5	0,35—0,46	0,32—0,4	0,26—0,35	
Do pierwszego rozgrzania kotła										
węgla kg	35	35	45	50	50	55	55	60	75	
drzewa q	0,20	0,25	0,25	0,30	0,30	0,35	0,35	0,40	0,50	
Mat. smarne i do czyszczen. Olej do maszyn kg/godz.	0,12	0,13	0,15	0,16	0,18	0,20	0,23	0,28	0,30	
Olej do cylindr. „	0,10	0,10	0,12	0,12	0,13	0,14	0,15	0,18	0,20	
Olej do czyszczen. „	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,03	0,03	0,04	0,05	
Pakuły i szmaty „	0,02	0,03	0,03	0,04	0,04	0,05	0,05	0,05	0,05	
Woda m ³ /godz.	0,30	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,50	0,60	0,75	

L. p.	Rodzaj wagoniku	Żelazny wagonik kolebowy				Wagonik z kolebą drewnianą			
1	Rozstaw w mm	600	600	750	750	600	750	900	900
2	Pojemność m ³	0,75	1,00	1,50	2,00	1,50	2,00	3,00	4,00
3	Ciężar w kg	350	580	950	1200	1000	1300	2100	2400
4	Cena kupna we frs.	130	200	340	380	300	390	630	720
5	Przy ilości godzin pracy „b“ b = 500	4,63	7,20	12,04	13,5	14,25	18,40	78,10	32,20
6	b = 1000	3,35	5,20	8,74	9,70	11,25	14,50	22,00	25,00
7	b = 2000	2,72	4,20	7,14	8,10	9,75	12,60	18,90	21,50
8	b = 3000	2,52	3,90	6,60	7,50	9,27	12,00	17,95	20,45
9	b = 4000	2,47	3,80	6,44	7,34	9,50	12,30	18,30	20,70
10	b = 5000	2,48	3,84	6,51	7,40	9,90	12,86	18,90	21,60
11	b = 6000	2,55	3,92	6,72	7,67	10,50	13,60	20,00	22,80

L. p.	Samoczynna wywrotka z kolebą drewnianą				Samoczynna wywrotka żelazna				
1	450	900	900	900	900	900	900	900	900
2	2,00	3,00	3,50	4,00	4,50	3,50	4,00	5,30	6,00
3	1450	2350	2600	2780	3300	2600	3400	3800	6600
4	510	820	910	980	1150	1300	1760	1900	3300
5	24,10	36,60	40,70	43,70	51,30	37,20	50,34	56,10	94,4
6	19,00	28,50	31,70	34,60	40,05	27,10	31,64	39,60	65,4
7	16,50	24,50	27,30	29,30	34,45	21,30	28,84	31,20	50,8
8	15,70	23,30	25,90	27,80	32,65	19,40	26,24	28,30	45,9
9	16,10	23,70	26,30	28,40	33,30	19,02	25,54	27,75	44,6
10	16,80	24,60	27,30	29,30	34,40	18,84	25,55	27,50	43,8
11	17,60	25,90	28,80	31,00	36,40	19,30	25,95	28,10	41,2

Przy ładowaniu żelaznych wózków kolebowych do 2 m³ pojemności kopaczką łyżkową, należy podnieść podane wyżej wartości liczbowe o 30%. Dla materiałów ciężkich, kamienistych i mokrych, szczególnie dla wózków z kolebą drewnianą podnieść o 15—20%.

TABLICA

Wartości zużycia amortyzacji i kosztów materiałowych

Rozstaw szyn w mm	Szyny, łubki (lasze)			Narzędzia drobne		Progi	
	Ciężar 1 m b. poj. szyny	Ciężar całkow. 100 m b. podwójn. toru kg	Wartość we frs.	Ciężar w kg	Wartość we frs.	Sztuk	Wartość we frs.
600	10 kg	2020	283	100	30	150	120
	12 kg	2430	342	100	30	150	130
	14 kg	2835	400	120	36	150	150
	16 kg	3240	454	120	36	150	200
750	18 kg	3640	510	125	38	150	240
	20 kg	4050	570	125	38	150	250
	24,5 kg	4960	695	130	38	150	250
900	24,5 kg	4960	695	130	38	150	250
	27,5 kg	5580	781	130	39	150	280
	30,0 kg	6080	852	135	40	150	300
	31,0 kg	6290	880	140	42	150	300
	33,3 kg	6800	952	150	45	150	400

XXIX

wych utrzymania 100 m b. torów kolejki roboczej

b = 500	b = 1000	b = 2000	b = 3000	b = 4000	b = 5000	b = 6000
g o d z i n						
56,6+68,4	35,7+47,7	25,2+37,5	21,6+34	20,1+32,1	18,7+31,1	18,4+30,5
68,4+73,4	43,1+51,1	30,4+40,2	26+36,4	24,3+34,5	22,6+33,4	22,2+29,3
80+85	50,4+59,3	35,6+60,4	30,4+42,2	28,4+40,1	26,4+38,7	26+38
91+109,8	57,2+76,7	40,4+60,4	34,6+54,6	32,2+51,9	30+50,1	29,5+49,2
102+120,2	64,3+91	45,4+71,5	38,8+65	36,2+61,7	33,7+59,5	32,2+58,4
114+135,2	71,8+94,5	50,8+74,3	43,3+76,4	40,4+63,9	37,6+61,8	37+60,6
139+135,7	87,5+94,5	62+74,3	52,8+67,4	49,4+63,9	45,9+61,8	45,2+60,6
139+135,2	87,5+94,5	62+74,3	52,8+67,4	49,4+63,9	45,9+61,8	45,2+60,6
156,2+149,8	98,2+105,2	69,5+82,8	59,2+75	55,2+71,2	51,4+61,8	50,7+67,6
170,4+160	107+112,3	75,8+88,4	64,8+80,1	60,5+76,2	56,2+73,8	55,4+72,3
176+160,5	111+42,7	78,2+88,7	67+80,3	62,5+76,4	58+73,8	57,2+72,5
190,4+211,2	120+148,1	84,8+116,3	62,3+105,6	67,6+100,4	63+97,4	62+95,2

Pierwsze cyfry odnoszą się do szyn i łubek, drugie po znaku + do progów i narzędzi drobnych.

1 frs. = 1,10 zł. według przeciętnej przedwojennej relacji.

SPIS RZECZY

	str.
I. Podział i badanie gruntów	3
A. Podział gruntów	3
B. Badanie gruntów	7
II. Dobywanie ziemi	9
A. Kopanie	9
1. Narzędzia ręczne	9
2. Dobywanie maszynowe — wykopywanie suche	10
a. Kopaczka kubłowa	10
b. Kopaczka łyżkowa	11
c. Praca kopaczki	14
d. Łopata mechaniczna	19
B. Dobywanie przy pomocy środków wybuchowych	19
1. Materiały wybuchowe	19
a. Materiały prochowe	19
b. Materiały kruszące — dynamity	19
2. Środki zapalające	21
a. Lonty	21
b. Spłonki	22
c. Zapłon elektryczny	23
3. Wykonanie otworów świdrowych	23
a. Uwagi ogólne	23
b. Umieszczenie otworów minerskich. Głębokość i gęstość otworów, wielkość ładunków	24
c. Sprzęt i praca wiertacza	25
d. Ładowanie i uszczelnianie otworów minerskich	31
e. Koszta pracy wiercenia i wysadzania	34
III. Przewożenie ziemi	36
A. Sprzęt i środki transportowe	36
1. Taczki	36
2. Kolejki robocze dla transportu ziemi (wywrotki)	37

	str.
3. Maszyny pociągowe	39
a. Lokomotywy parowe	39
b. Silniki o napędzie naftowym, benzynowym i benzolowym	40
c. Transport maszynami terenowymi	42
4. Kolejki robocze	44
a. Szyny na progach żelaznych	45
b. Szyny na progach drewnianych	46
5. Transporty taśmowe	48
B. Organizacja i wybór sposobów przewożenia	48
1. Przewożenie taczkami	48
2. Przewożenie kolejkami roboczymi (wywrotki)	49
a. O sile pociągowej ręcznej	49
b. O pociągu konnym	49
c. O napędzie mechanicznym	50
IV. Wykonywanie robót ziemnych	51
A. Wykopy	52
1. Prace przygotowawcze	52
2. Wykształcanie wykopów	52
3. Sposoby wykonania wykopów	52
4. Ułożenie torów załadowniczych	54
B. Nasypy	54
1. Prace przygotowawcze	54
2. Wykształcanie nasypów	54
3. Przydatność gruntów podłoża do budowy nasypów	55
4. Wykształcanie nasypów	58
a. Warstwami	58
b. Od czoła	59
c. Poprzecznie	60
d. Na bagnach i torfowiskach	60
V. Umocowanie nasypów	62
1. Pokrycie i obsiew	62
2. Odziewanie darnią — darniowanie	63
3. Płatki	64
4. Faszynowanie zatopione	65
5. Brukowanie kamieniem	65
a. Okładziny kamienne	65

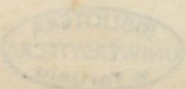
b. Okładziny betonowe	66	str.
c. Skarpy kamienne	66	
VI. Mury, skrzynie z kamieni i kaszyce	67	
A. Mury	67	
1. Uwagi ogólne	67	
2. Mury suche	68	
3. Mury z kamienia łamanego na zaprawie cementowej i mury betonowe	69	
4. Mury oporowe i ściany z żelbetu	71	
5. Przypory kamienne	73	
B. Skrzynie z kamieni i kaszyce	73	
VII. Zabezpieczenia budowli ziemnych	73	
A. Zabezpieczenie przed wodą, mrozem i powstawaniem usuwisk	73	
1. Rowy	73	
2. Zabezpieczenie i zapobieganie działaniu mrozu	74	
a. Zapobieganie szkodom na drogach istniejących	74	
b. Zapobieganie szkodom podczas budowy drogi	75	
3. Usuwiska i zapobieganie im	76	
a. Usuwiska w nasypach	78	
b. Usuwiska w wykopach	79	
B. Zabezpieczenia przed śniegiem	82	
C. Urządzenia ochronne przeciw lawinom śnieżnym i kamiennym	83	
VIII. Przepusty	84	
1. Przepusty rurowe	84	
2. Studzienki wlotowe	87	
3. Przepusty płytowe	87	
4. Przepusty sklepione	90	
Doświadczalne wzory dla wymiarowania	90	
Budowa sklepień	91	
Rusztowanie	92	
Urządzenia pomocnicze do rusztowania	94	
Koszta budowy przepustów sklepieniowych	94	
Utrzymanie przepustów sklepieniowych	95	
5. Przychyłki i skrzydełka przepustów	95	
a. Skrzydełka czołowe i równoległe	95	
b. Murki	96	

IX. Obliczenie i podział mas ziemnych	96	str.
1. Obliczanie powierzchni przekrojów poprzecznych	96	
2. Obliczanie mas	97	
a. rachunkowe	97	
b. wykresłne	98	
X. Dodatek	102	
A. Koszta dobywania ziemi	102	
1. Koszta dobywania ręcznego	103	
2. Koszta dobywania kopaczką	104	
B. Koszta przewozu ziemi	111	
1. Przewóz taczkami	112	
2. Przewóz wagonikami kolebowymi	114	
a. o sile pociągowej ręcznej	114	
b. o pociągu konnym	116	
c. o napędzie mechanicznym	118	
3. Koszta lokomotyw	118	
4. Koszta ruchu i utrzymania wagonetek	121	
5. Koszt ułożenia i utrzymania torów	121	



PODRECZNIKI

ROB





BIBLIOTEKA ŻOŁNIERSKA
PODRECZNIKI DLA DOKSZTAŁCAJĄCYCH SZKÓŁ ZAWODOWYCH

Nr 12

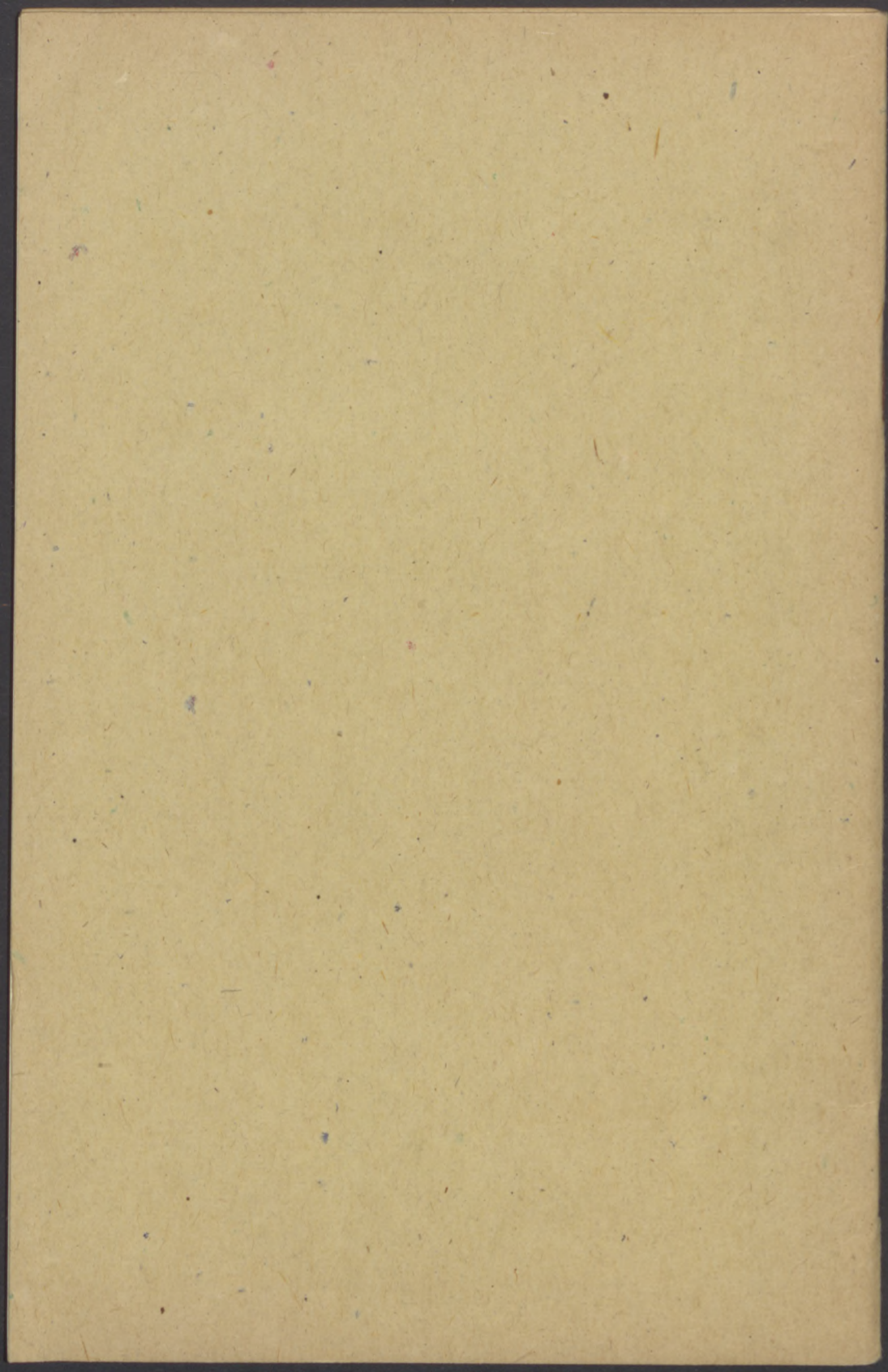
Inż. MIECZYSLAW SWIBA

ROBOTY ZIEMNE

ZBIÓR RYSUNKÓW

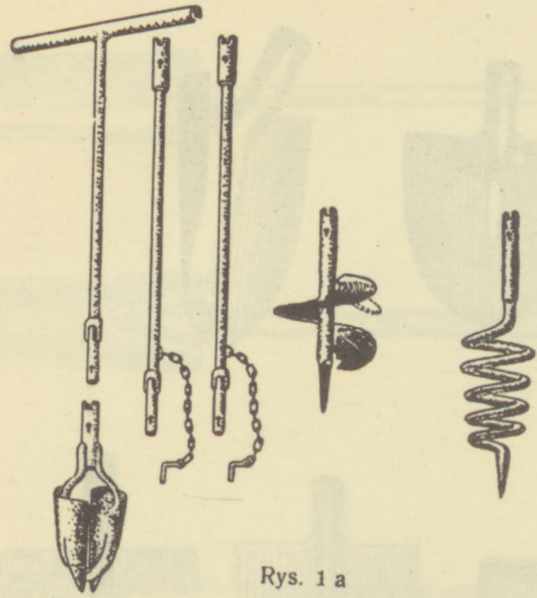


WSZECHŚWIATOWY KOMITET
ZWIĄZKÓW MŁODZIEŻY
CHRZEŚCIJAŃSKIEJ W GENEWIE
S Z W A J C A R I A

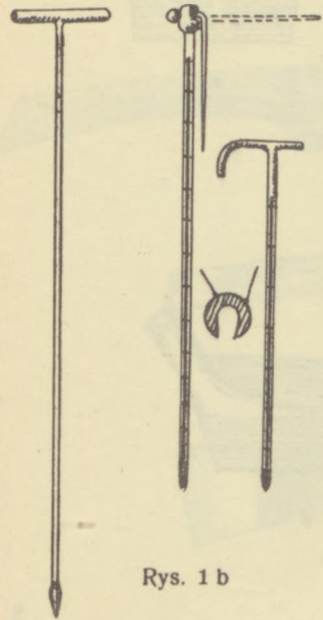


ZBIÓR RYSUNKÓW

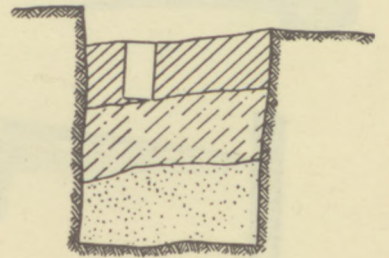
WOKRZYKOW



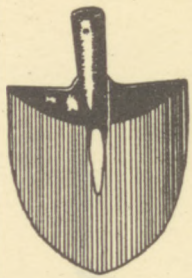
Rys. 1 a



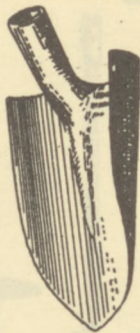
Rys. 1 b



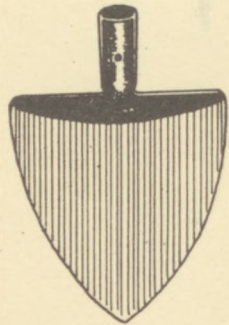
Rys. 2



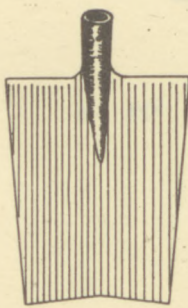
a



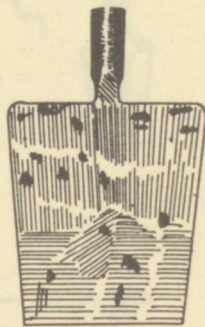
b



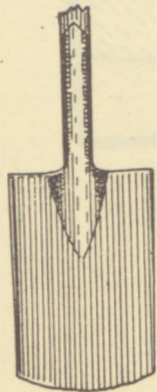
c



d



e

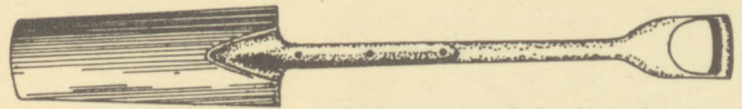


f

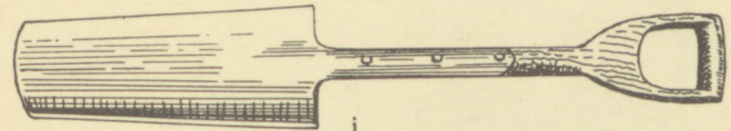
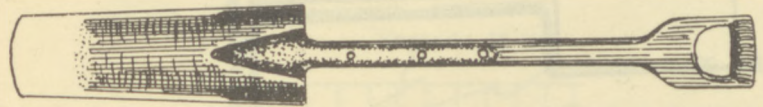


g

Rys. 3

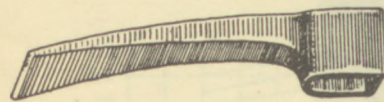


h



j

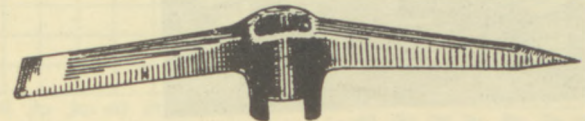
Rys. 3



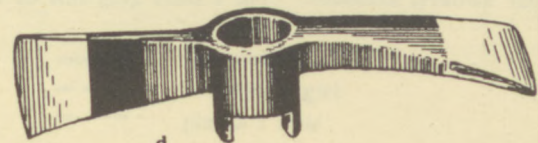
a



b

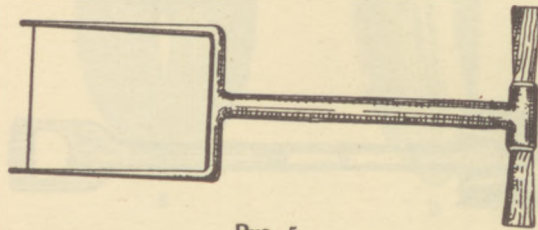


c

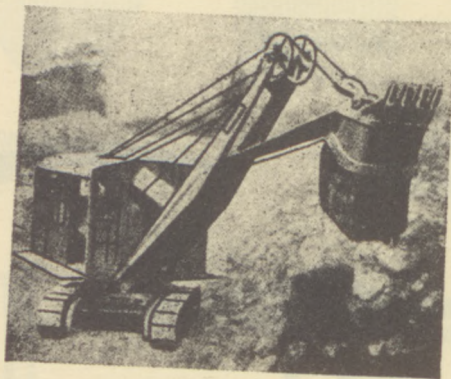


d

Rys. 4



Rys. 5



Rys. 7

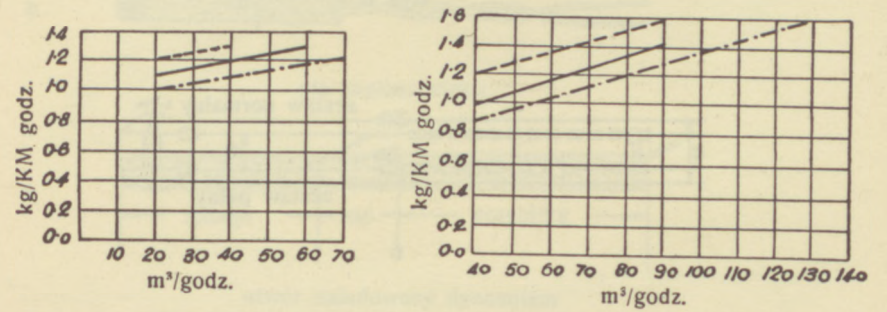
Wykres nr 1

Zużycie węgla w kg/KM godz. przy kop. piasku i żwiru



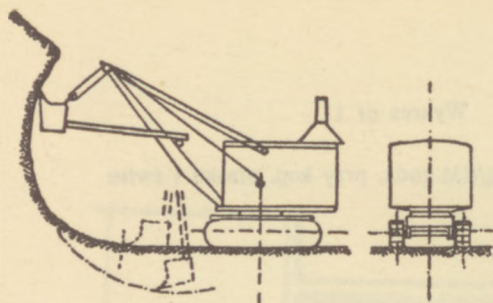
Wykres nr 2

Zużycie węgla w kg/KM godz.



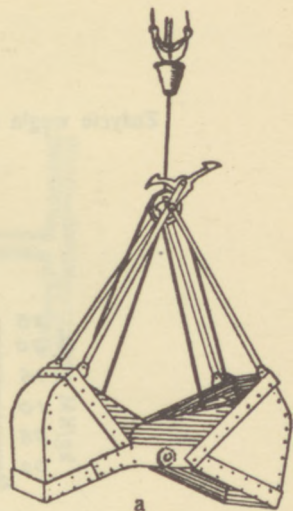
Kopaczka łyżkowa 55 KM (poj. łyżki 1 m³) Kopaczka łyżkowa 120 KM (poj. łyżki 2 m³)

- il i mergel
- - - twardy margiel
- · - piasek i żwir

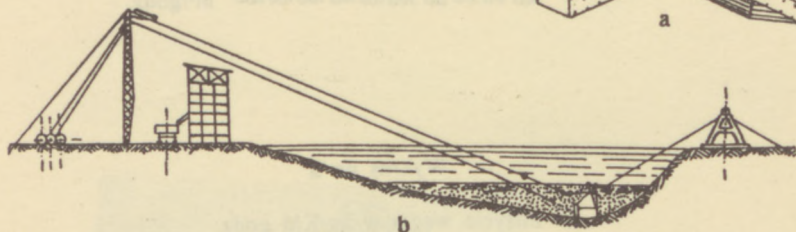


Rys. 6

Kopaczka łyżkowa (poj. łyżki 2 m³)

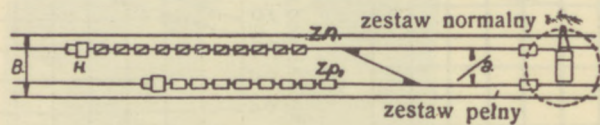


a



b

Rys. 8

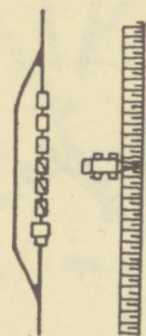


b



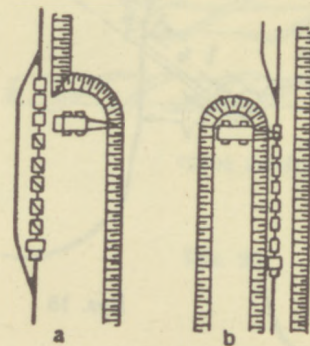
a

Rys. 9



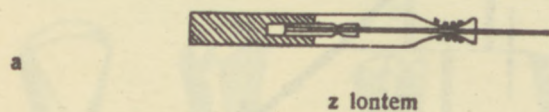
bagr. na boki

Rys. 10



bagr. mieszane

Rys. 11



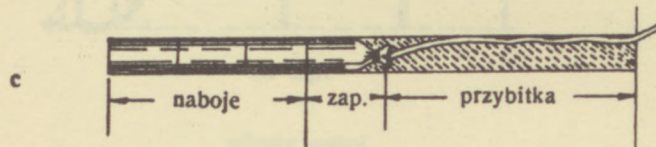
a

z lontem



b

dla zapłonu elektr.



c

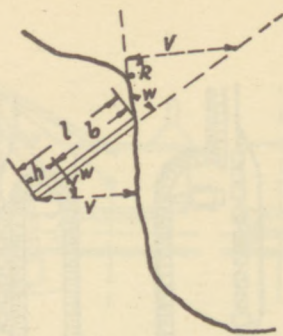
naboje

zap.

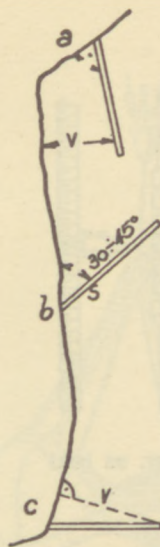
przybitka

otwór naładowany dynamitem

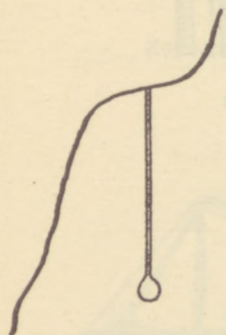
Rys. 12



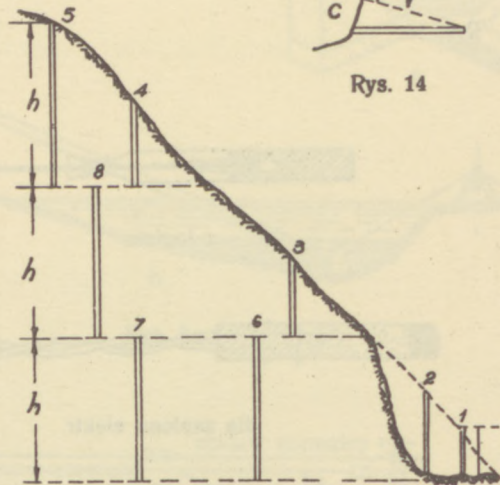
Rys. 13



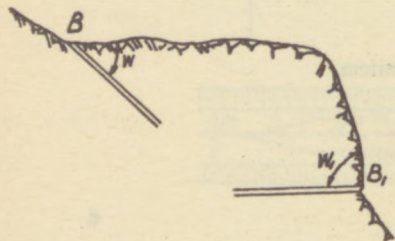
Rys. 14



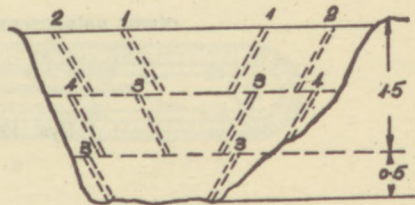
Rys. 15



Rys. 16



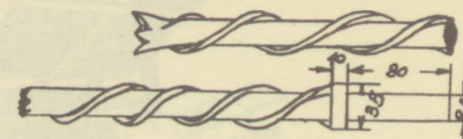
Rys. 17



Rys. 18

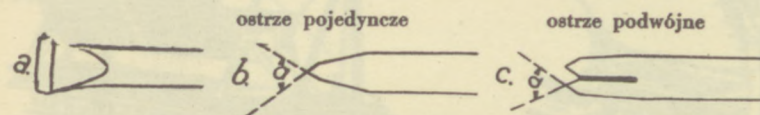


Rys. 19



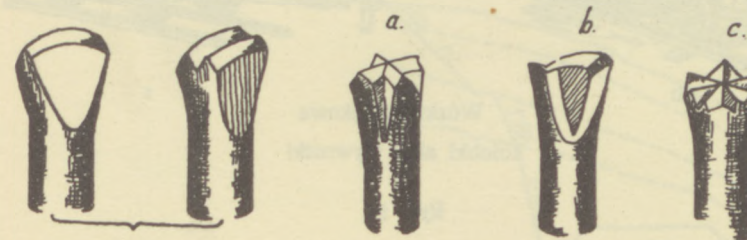
różne świdry

Rys. 20



Rys. 21

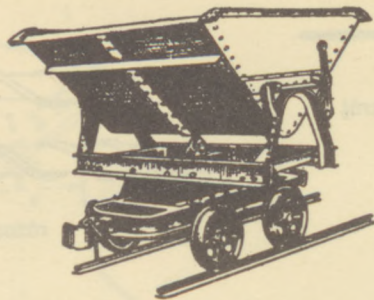
różne rodzaje dłut



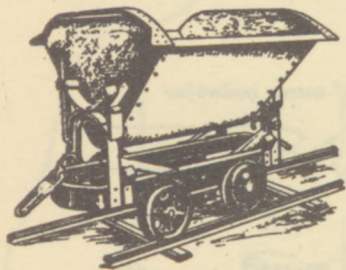
Rys. 22



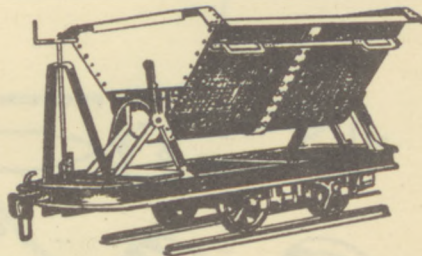
Rys. 23



a



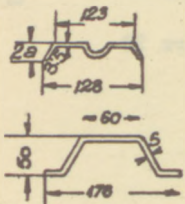
b



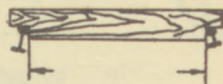
c

Wózki kołkowe
kołbki albo wywrotki

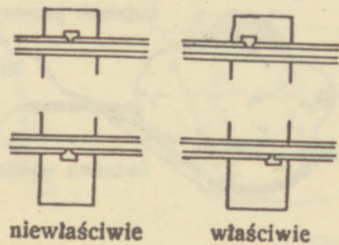
Rys. 24



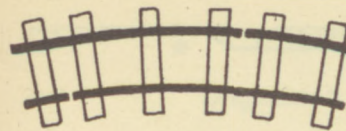
Rys. 25



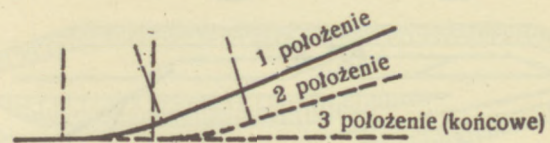
Rys. 26



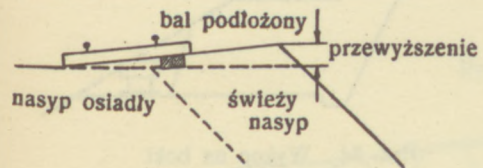
Rys. 27



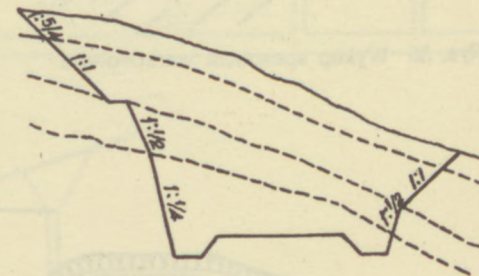
Rys. 28



Rys. 29



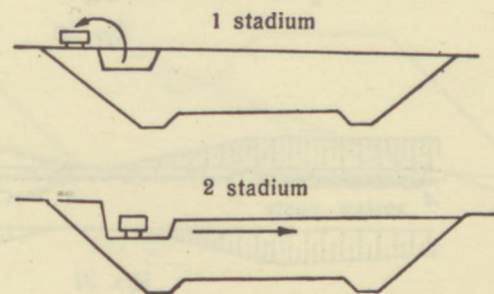
Rys. 30



Rys. 31

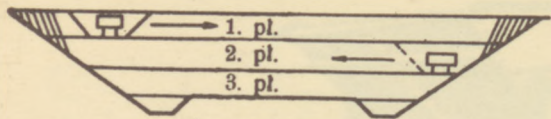


a

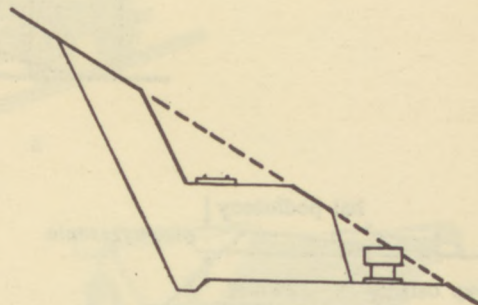


Rys. 32

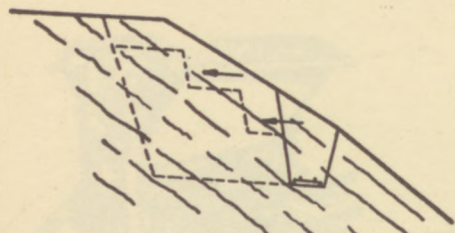
b



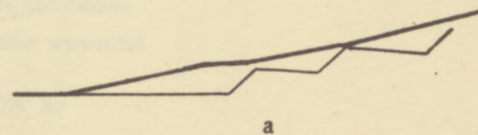
Rys. 33



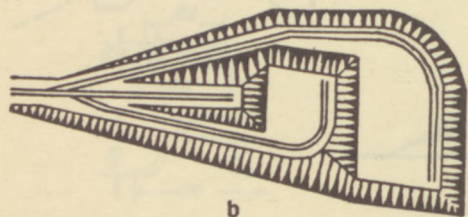
Rys. 34 Wykop na boki



Rys. 35 Wykop sposobem warstwowym

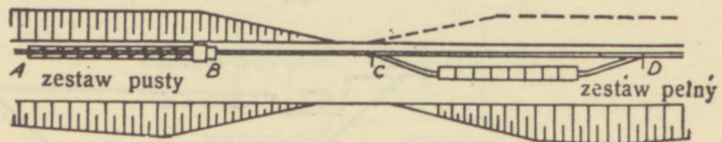


a

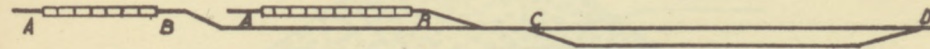


b

Rys. 36

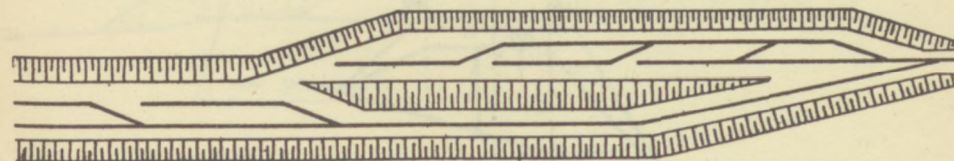


Rys. 37



Urządzenie 2 torów załadowniczych i jednej zwrotnicy

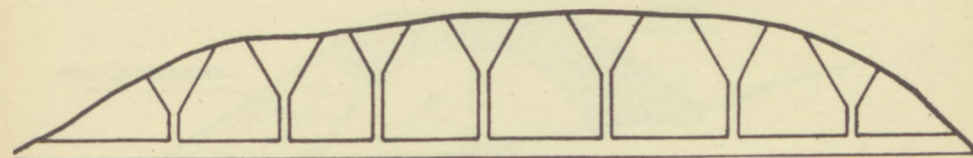
a



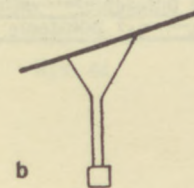
Urządzenie dla kilku torów załadowniczych

b

Rys. 38

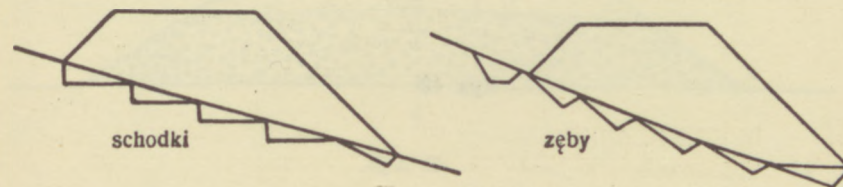


a

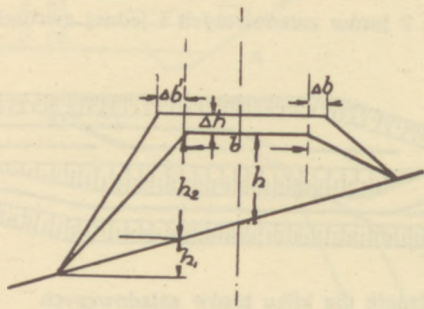


b

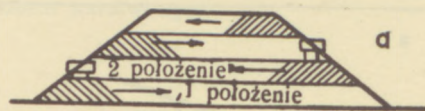
Rys. 39



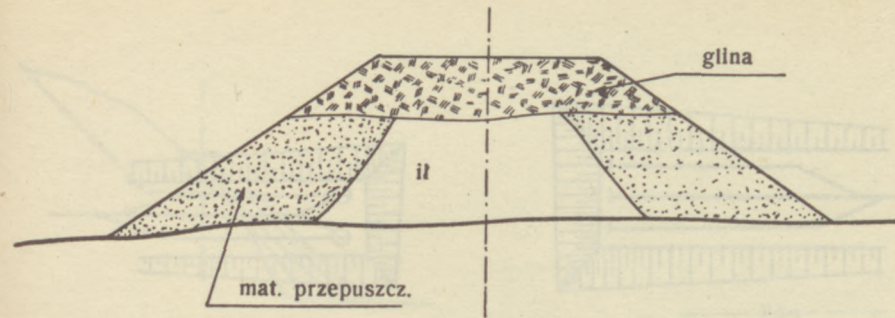
Rys. 40



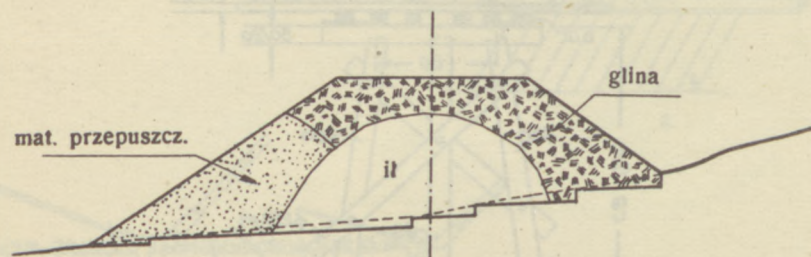
Rys. 41



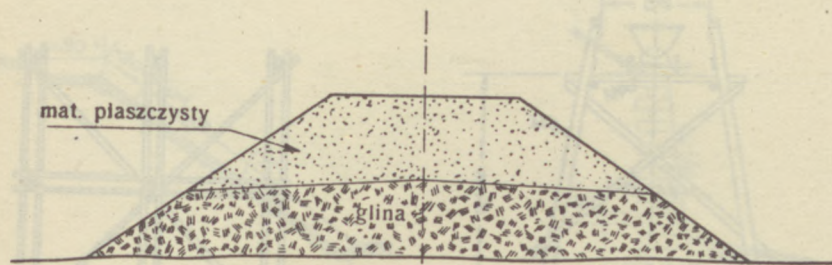
Rys. 42



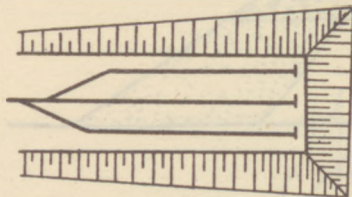
Rys. 43



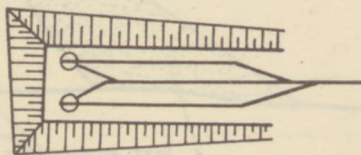
Rys. 44



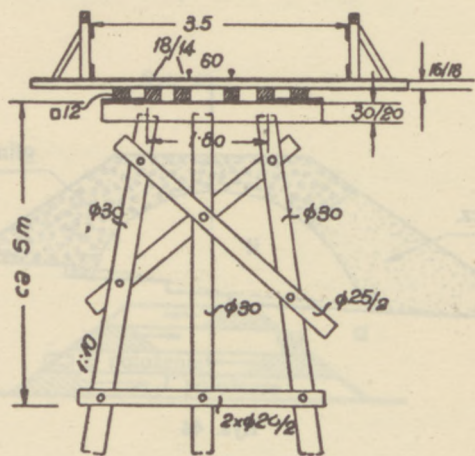
Rys. 45



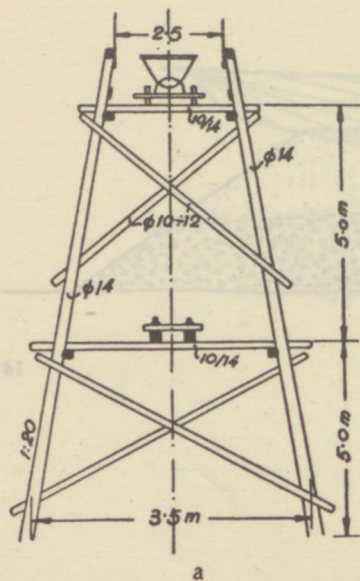
Rys. 46



Rys. 47

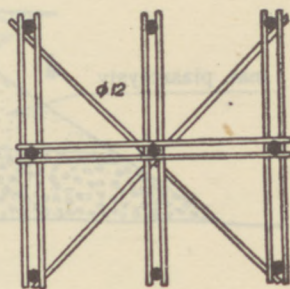


Rys. 48

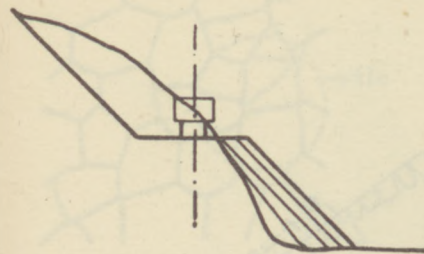


a

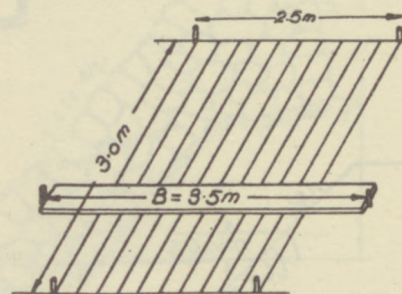
Rys. 49



b



Rys. 50

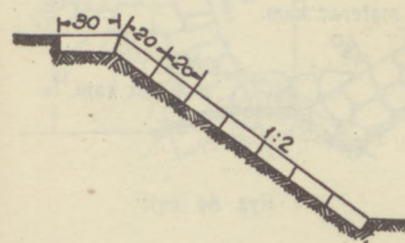


a

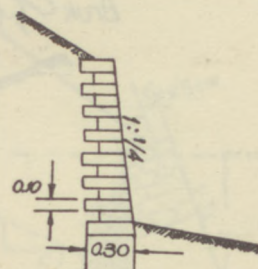


b

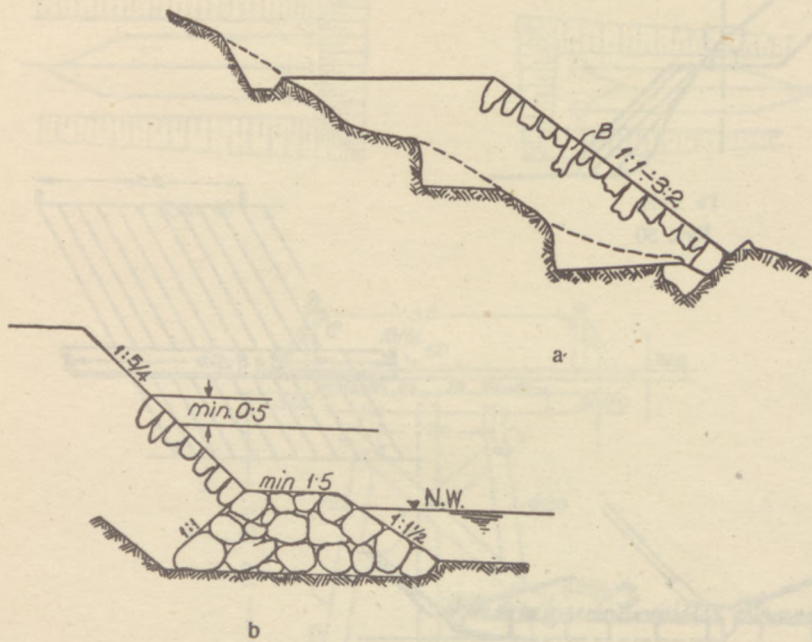
Rys. 51



Rys. 52

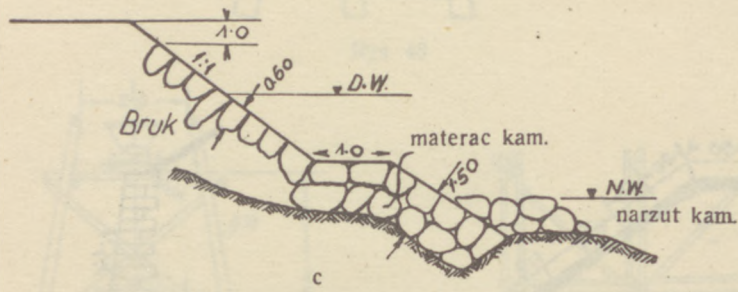


Rys. 53

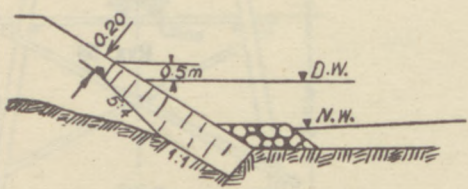


a

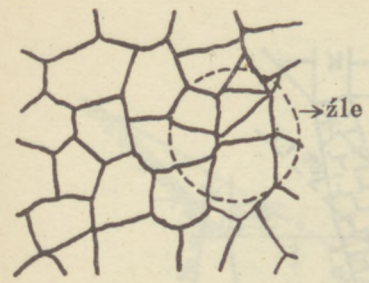
b



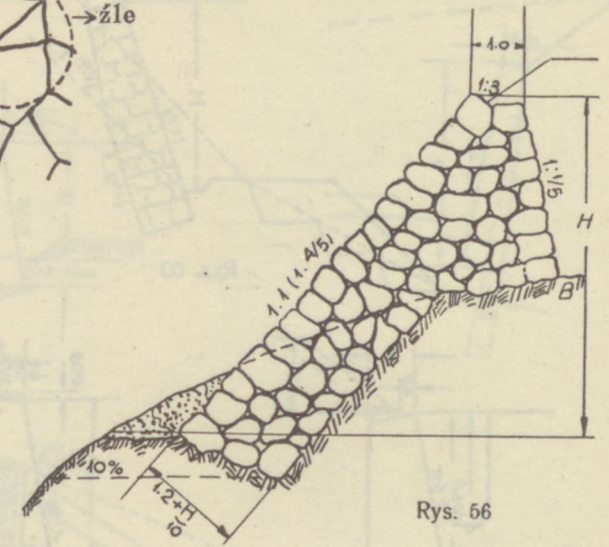
Rys. 54



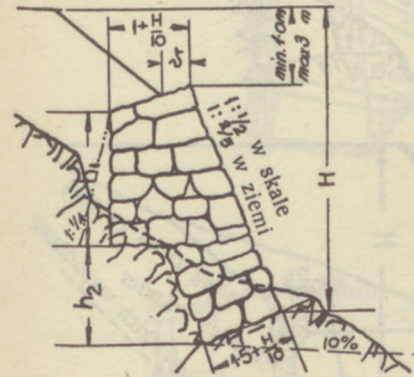
Rys. 55



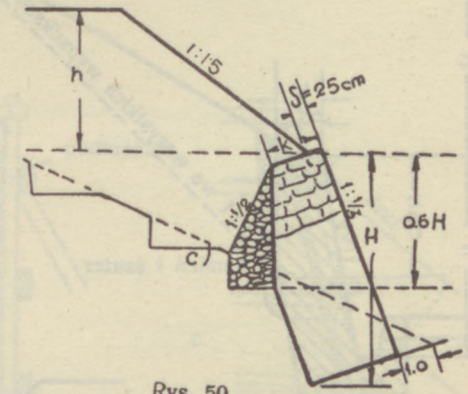
Rys. 57



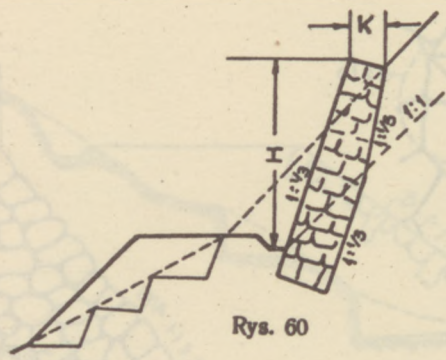
Rys. 56



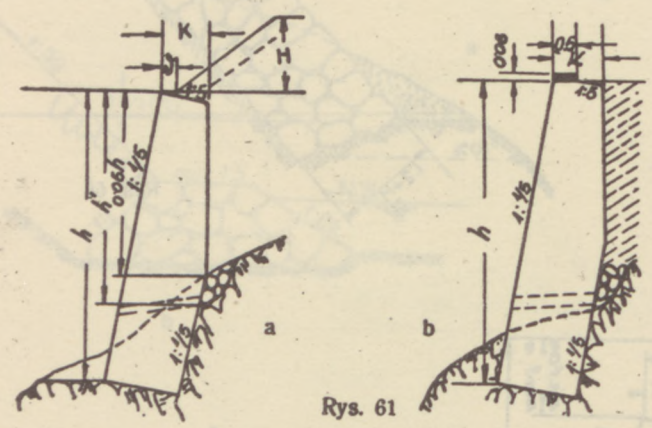
Rys. 58



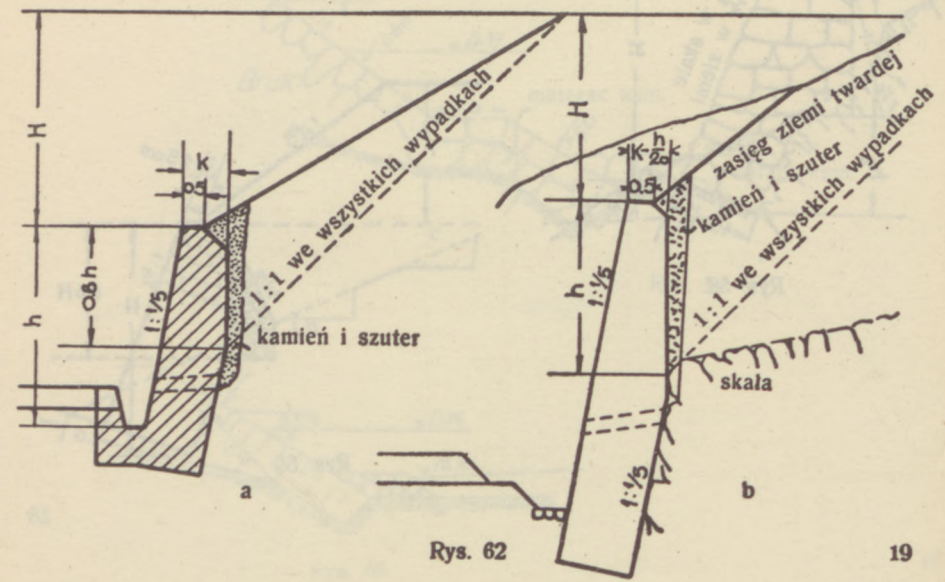
Rys. 59



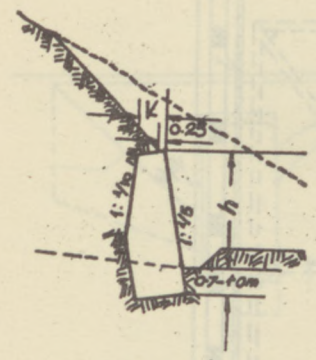
Rys. 60



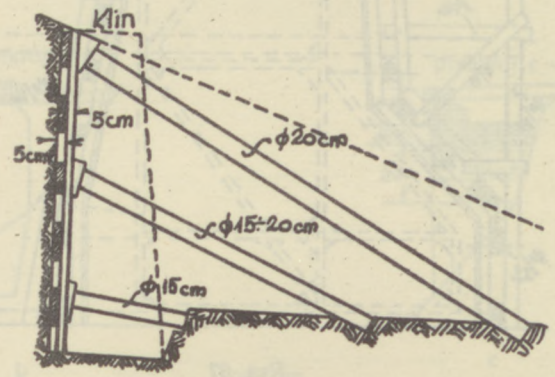
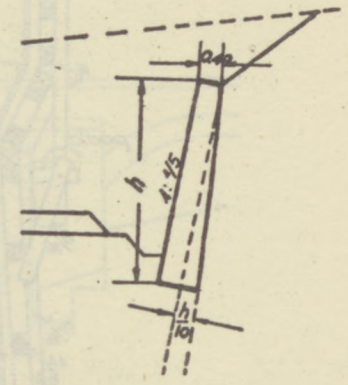
Rys. 61



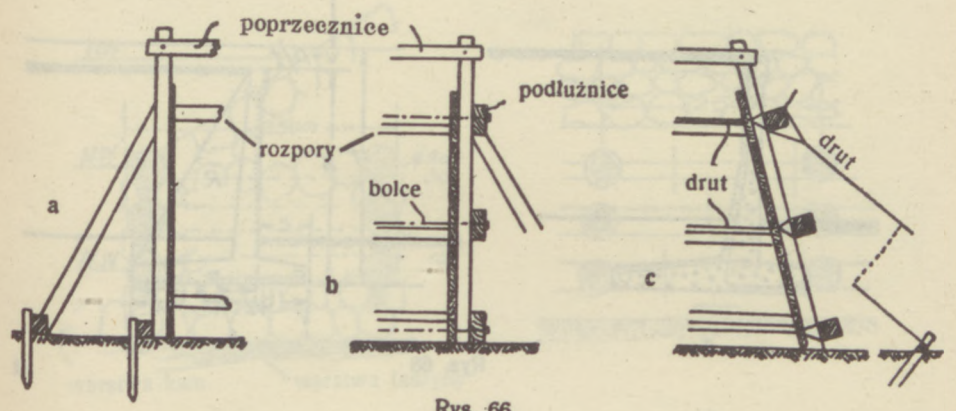
Rys. 62



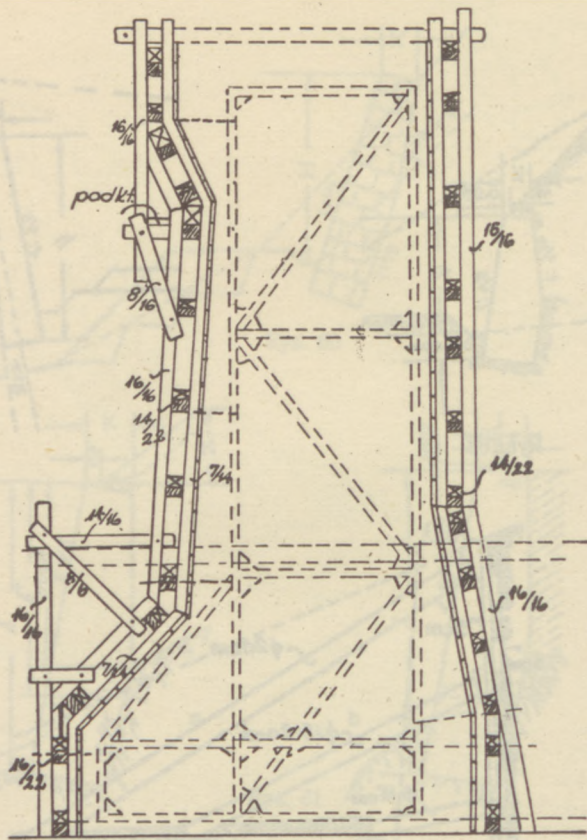
Rys. 63



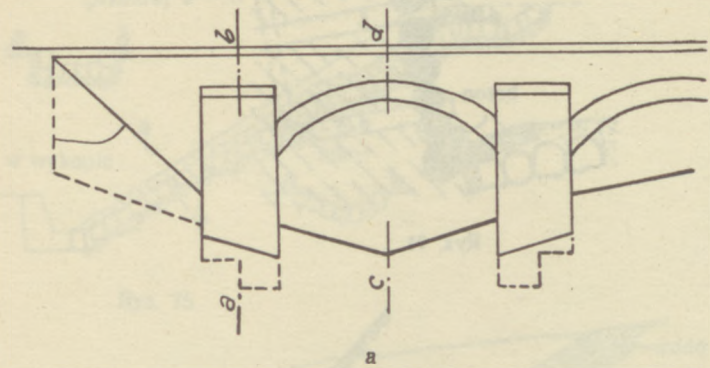
Rys. 65



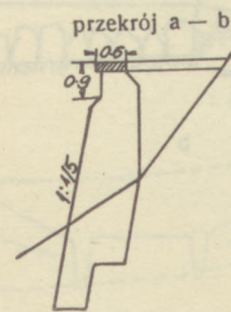
Rys. 66



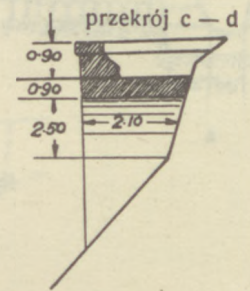
Rys. 67



a

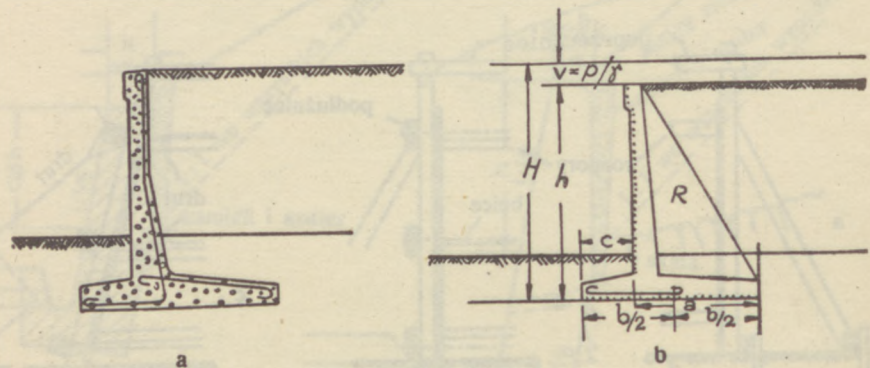


b



c

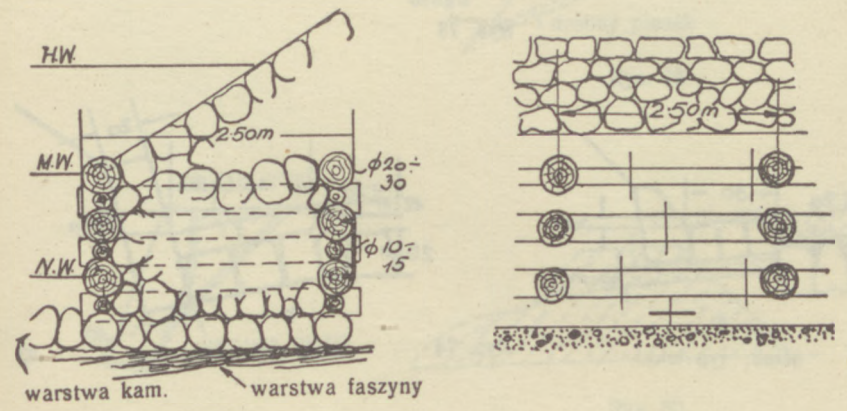
Rys. 69



a

b

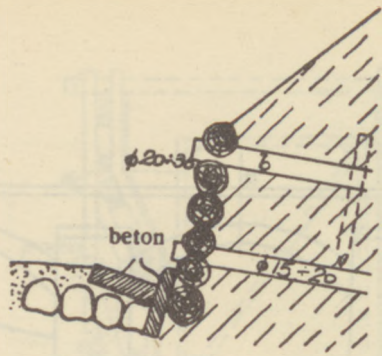
Rys. 68



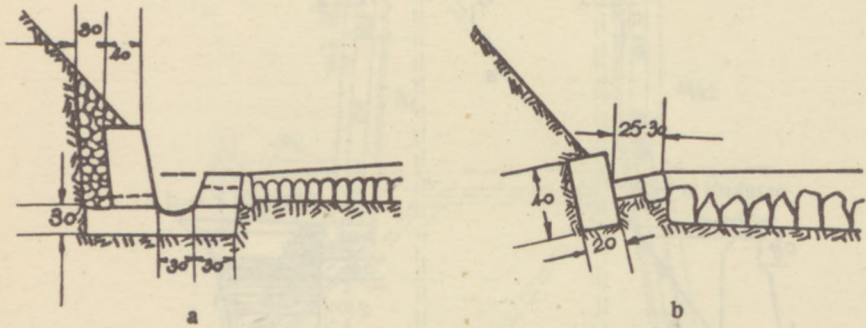
a

b

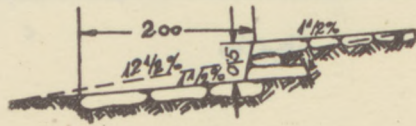
Rys. 70



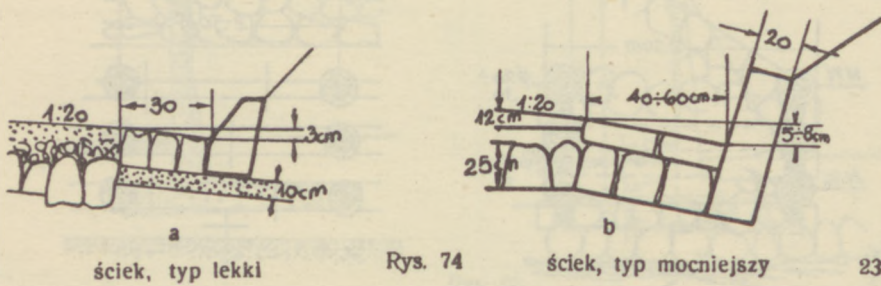
Rys. 71



Rys. 72

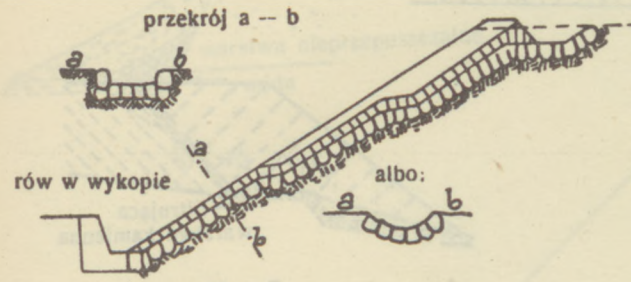


Rys. 73



Rys. 74

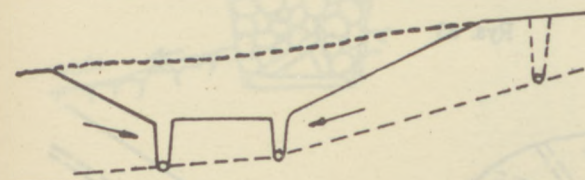
23



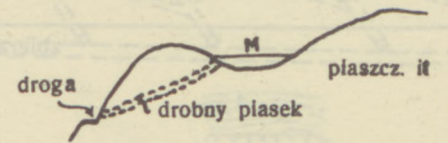
Rys. 75



Rys. 76



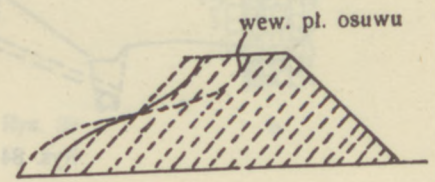
Rys. 77



Rys. 78

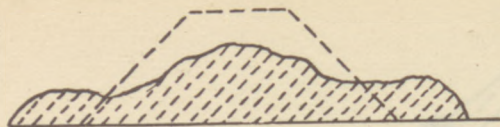


Rys. 79

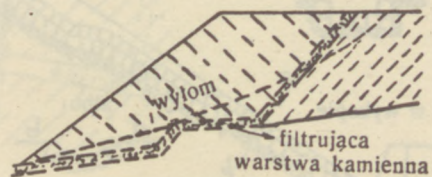


Rys. 80

24



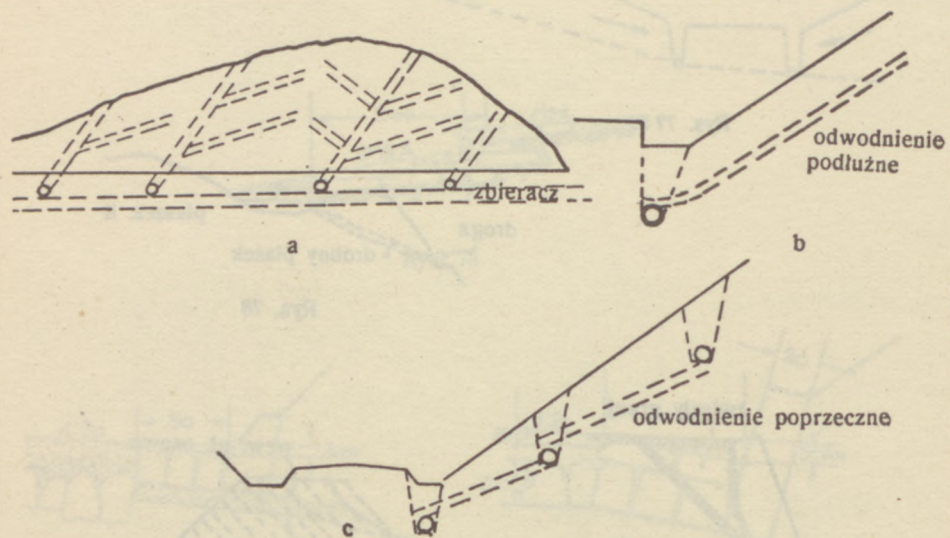
Rys. 81



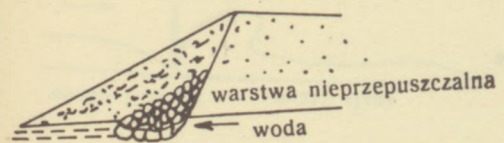
Rys. 82



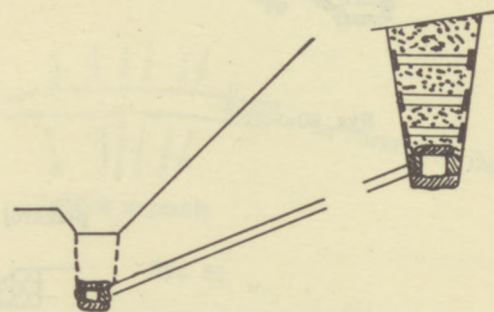
Rys. 83



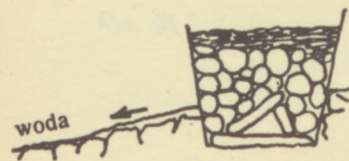
Rys. 84



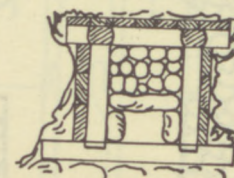
Rys. 85



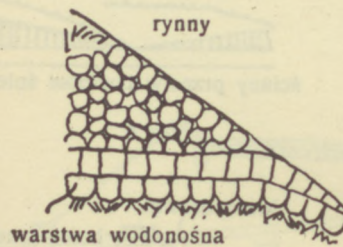
Rys. 86



Rys. 87

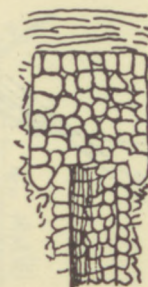


Rys. 88

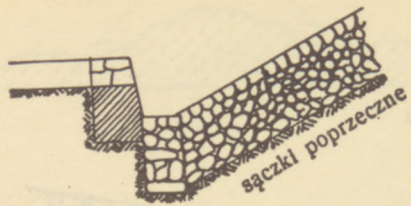


a

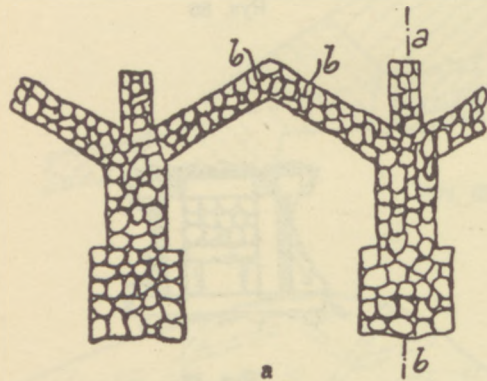
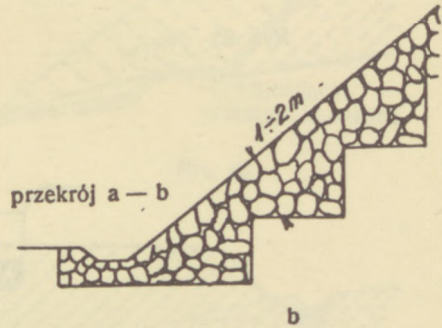
Rys. 89



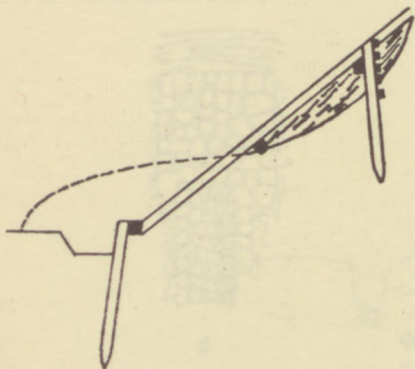
b



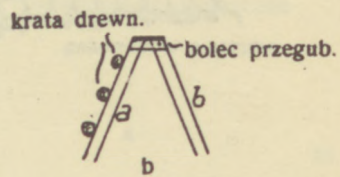
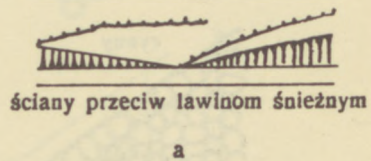
Rys. 90



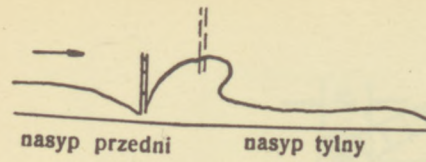
Rys. 91



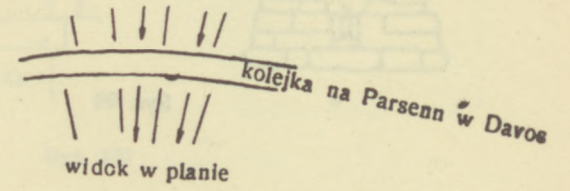
Rys. 92



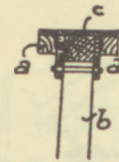
Rys. 93



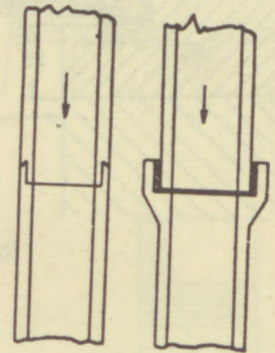
Rys. 94



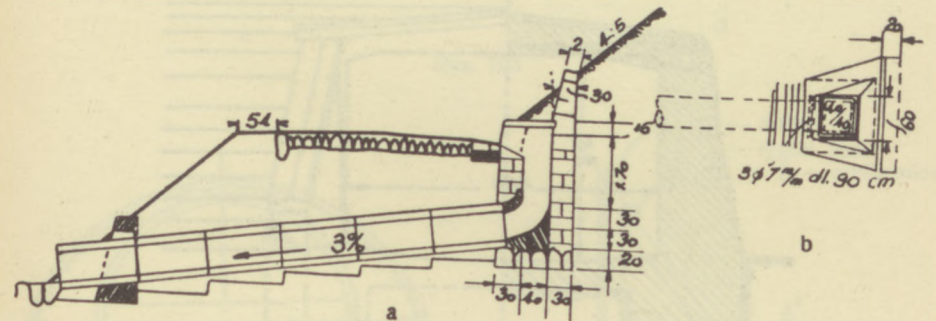
Rys. 95



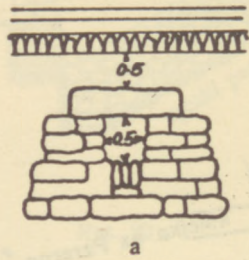
Rys. 96



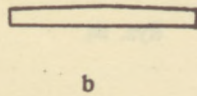
Rys. 97



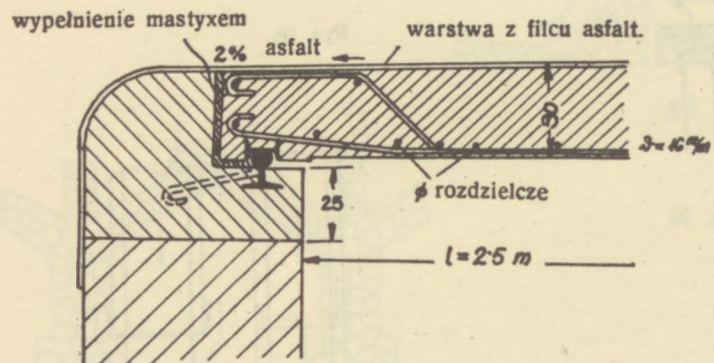
Rys. 98



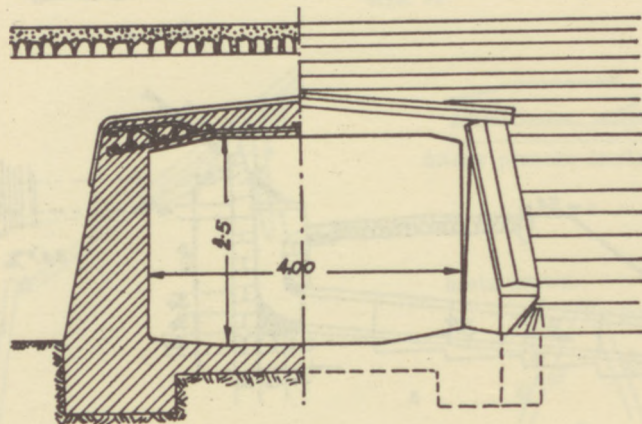
Rys. 99



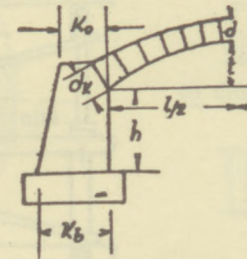
b



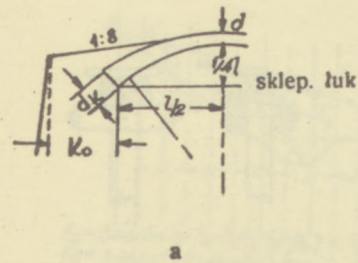
Rys. 100



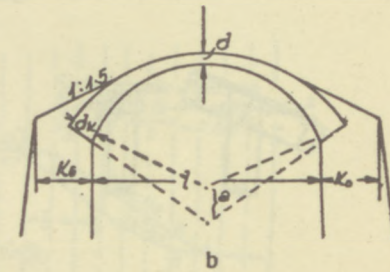
Rys. 101



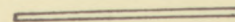
Rys. 102



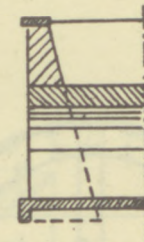
a



b

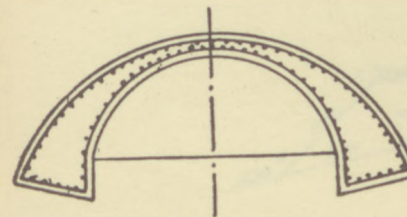


c

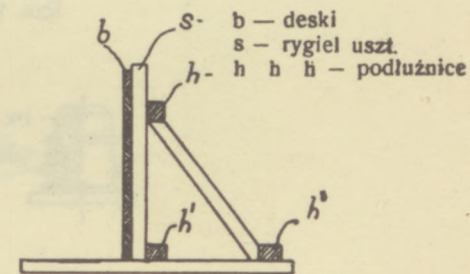


d

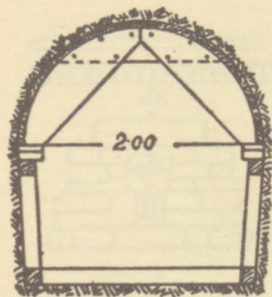
Rys. 103



Rys. 104

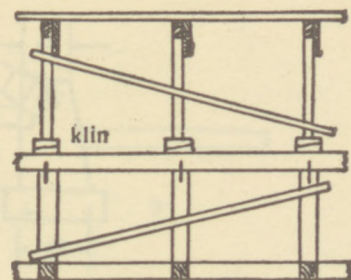


Rys. 105

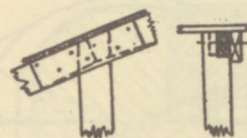


a

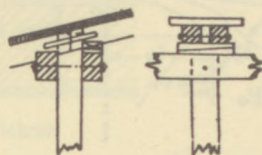
Rys. 106



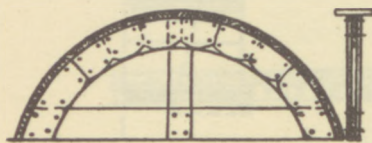
b



Rys. 107

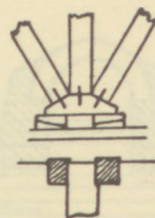


Rys. 108



a

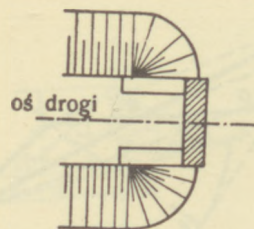
Rys. 109



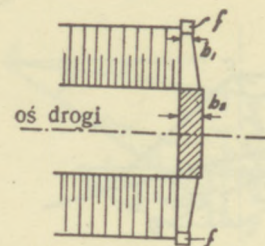
b



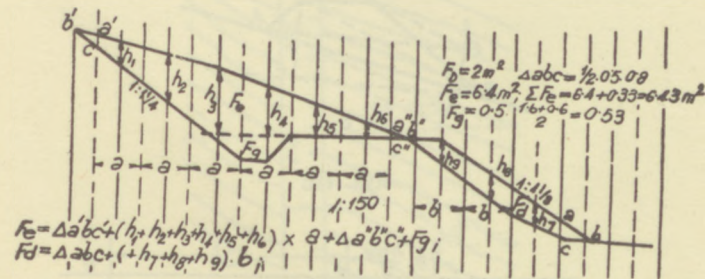
Rys. 110



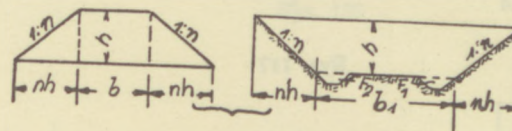
Rys. 111



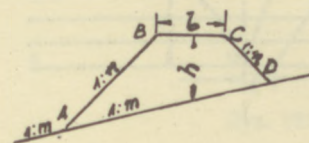
Rys. 112



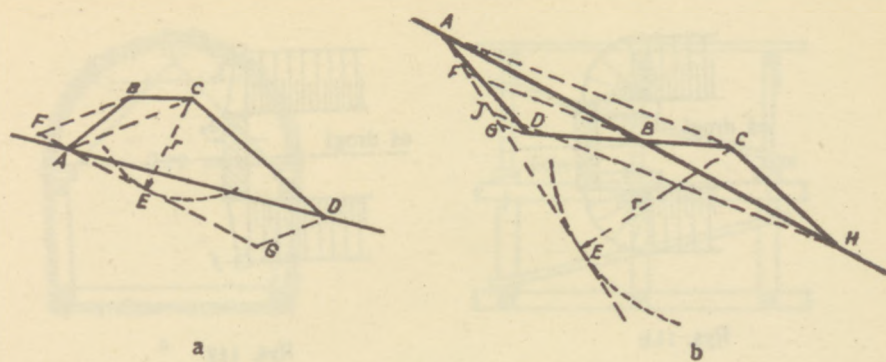
Rys. 113



Rys. 114

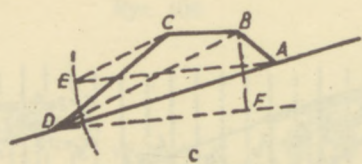


Rys. 115



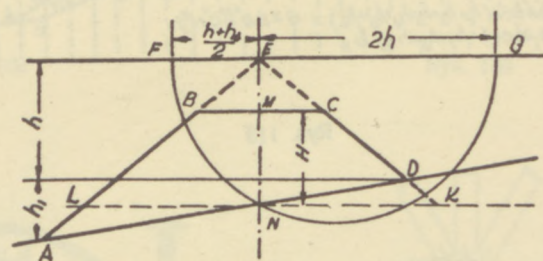
a

b

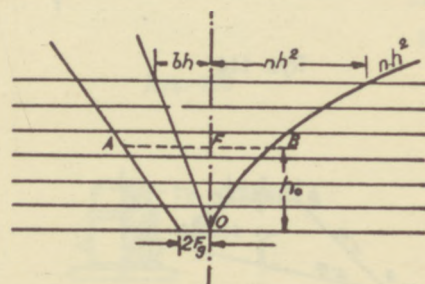


c

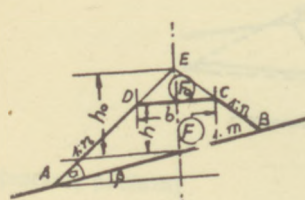
Rys. 116



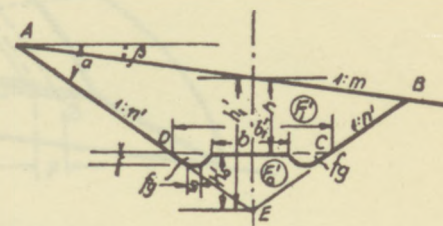
Rys. 117



Rys. 118

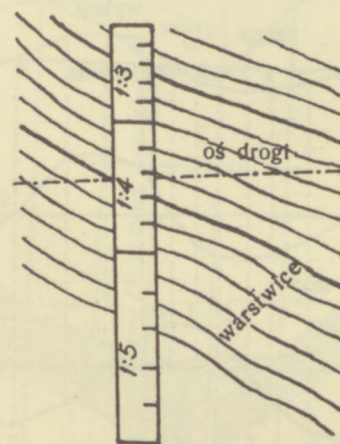


a

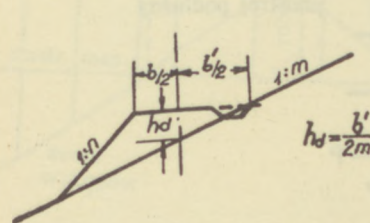


b

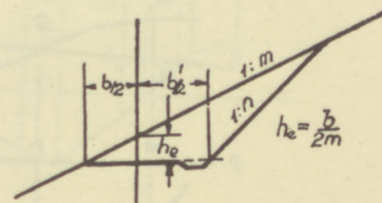
Rys. 119



Rys. 120

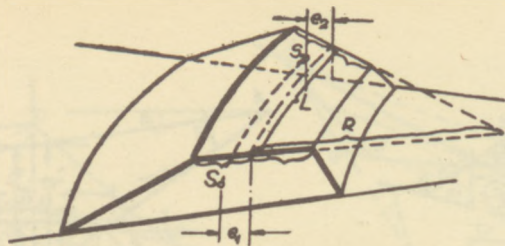


a

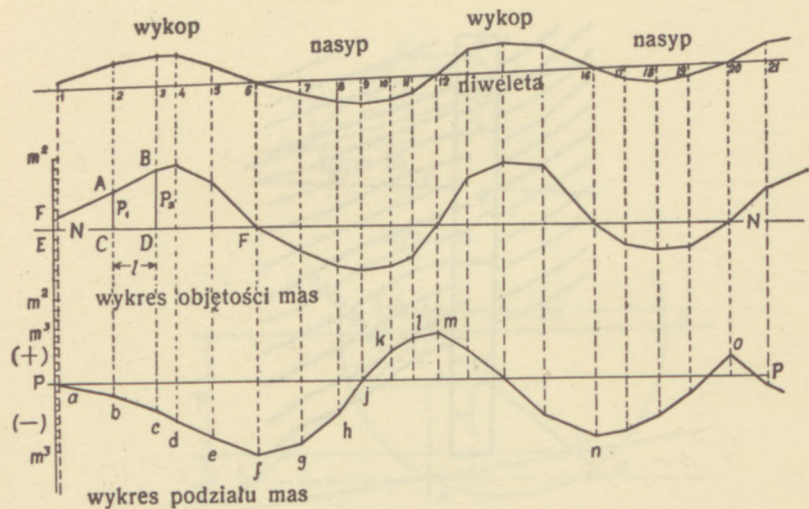


b

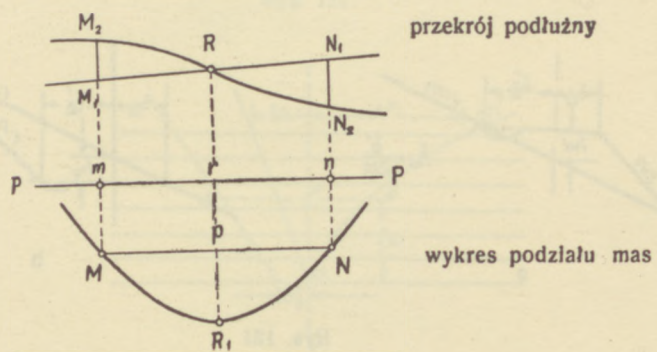
Rys. 121



Rys. 122

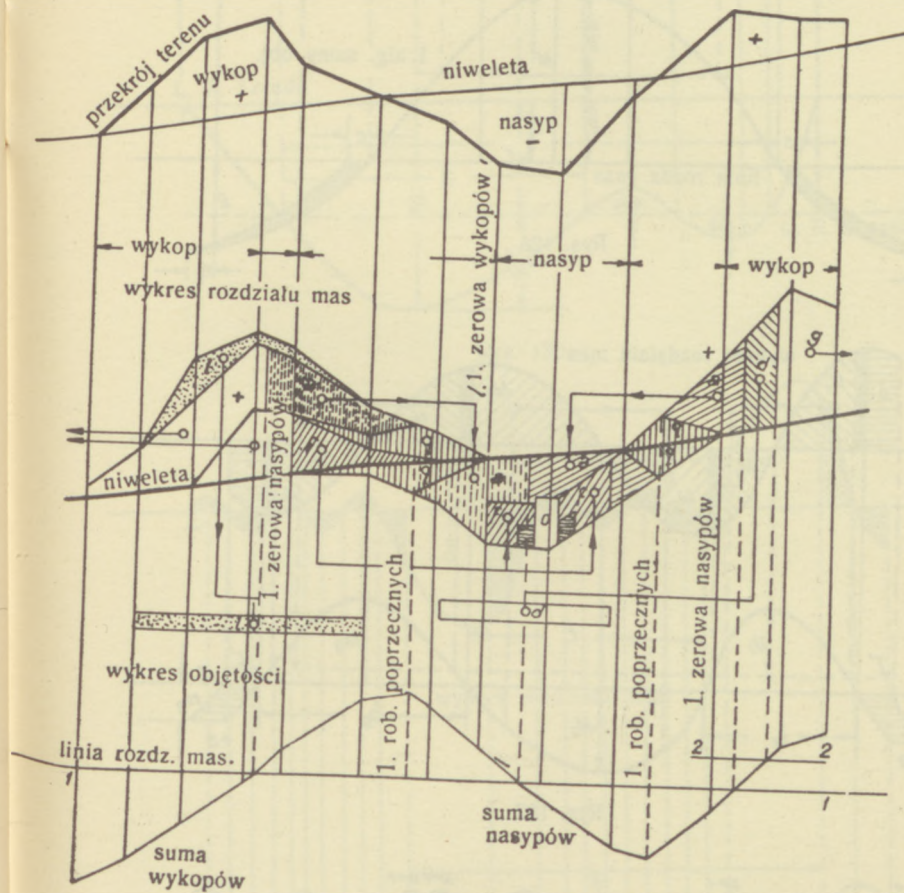


Rys. 123

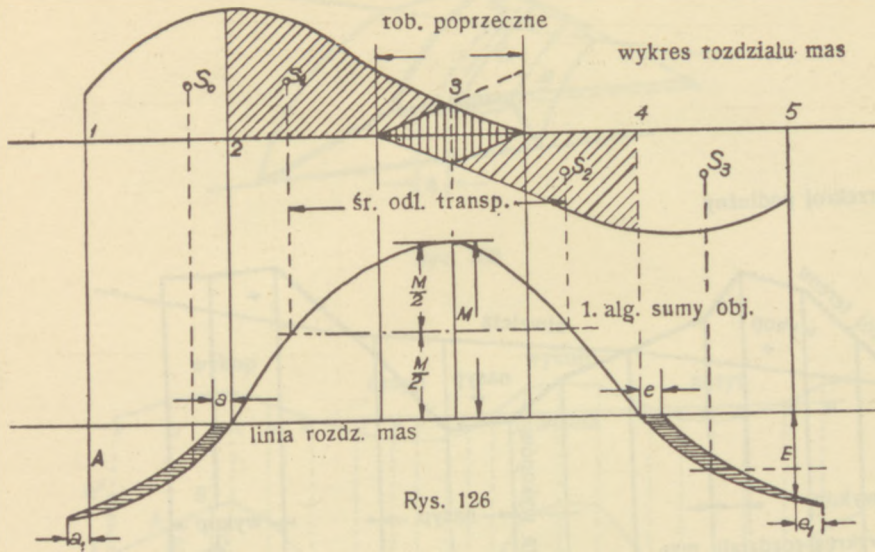


Rys. 124

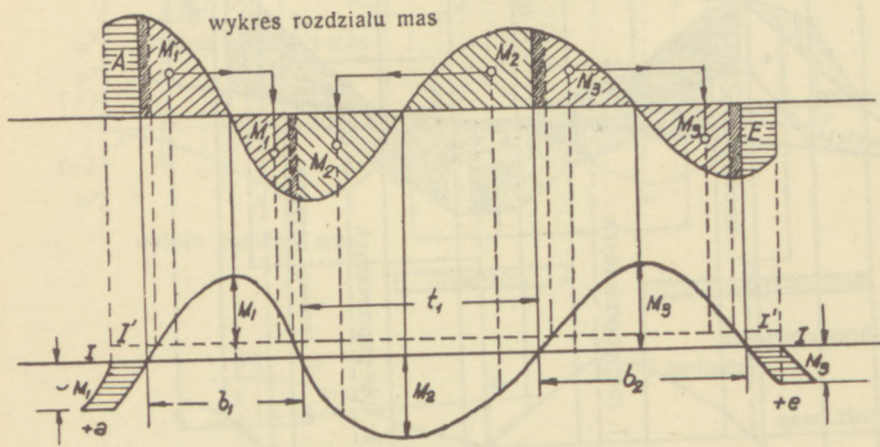
przekrój podłużny



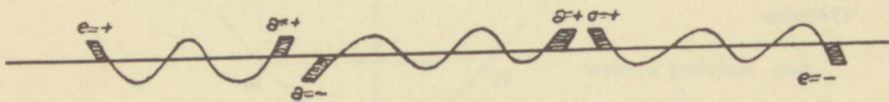
Rys. 125



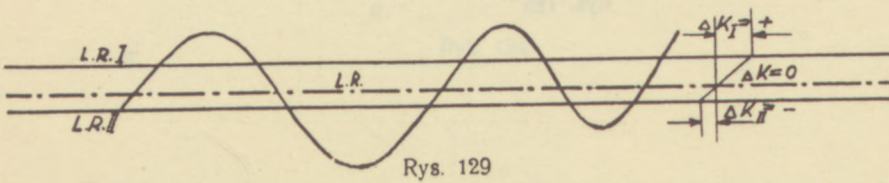
Rys. 126



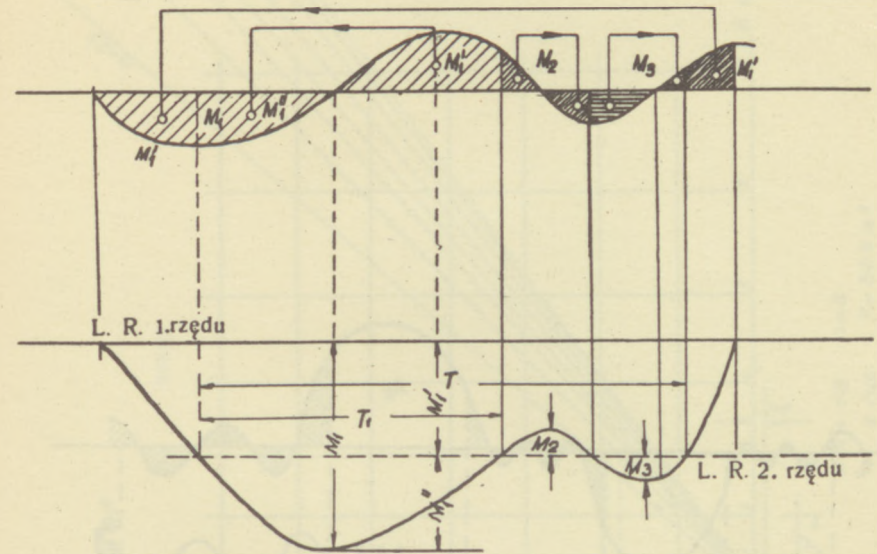
Rys. 127



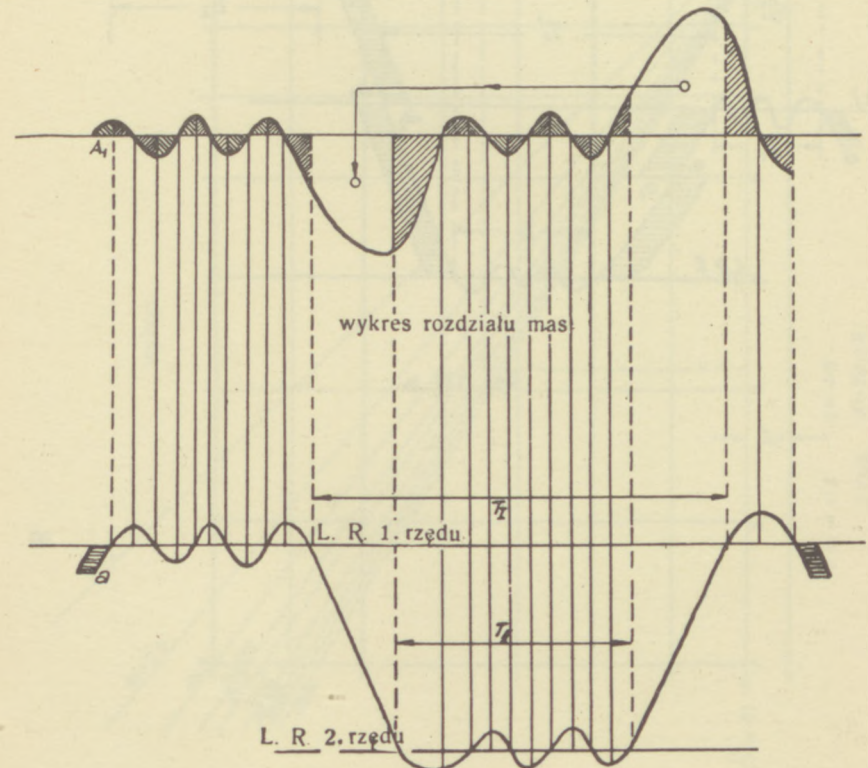
Rys. 128



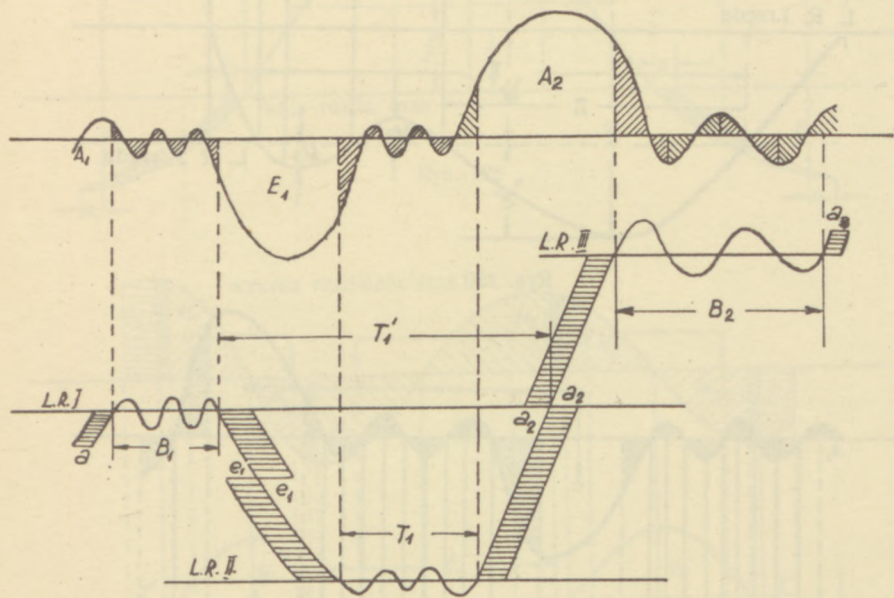
Rys. 129



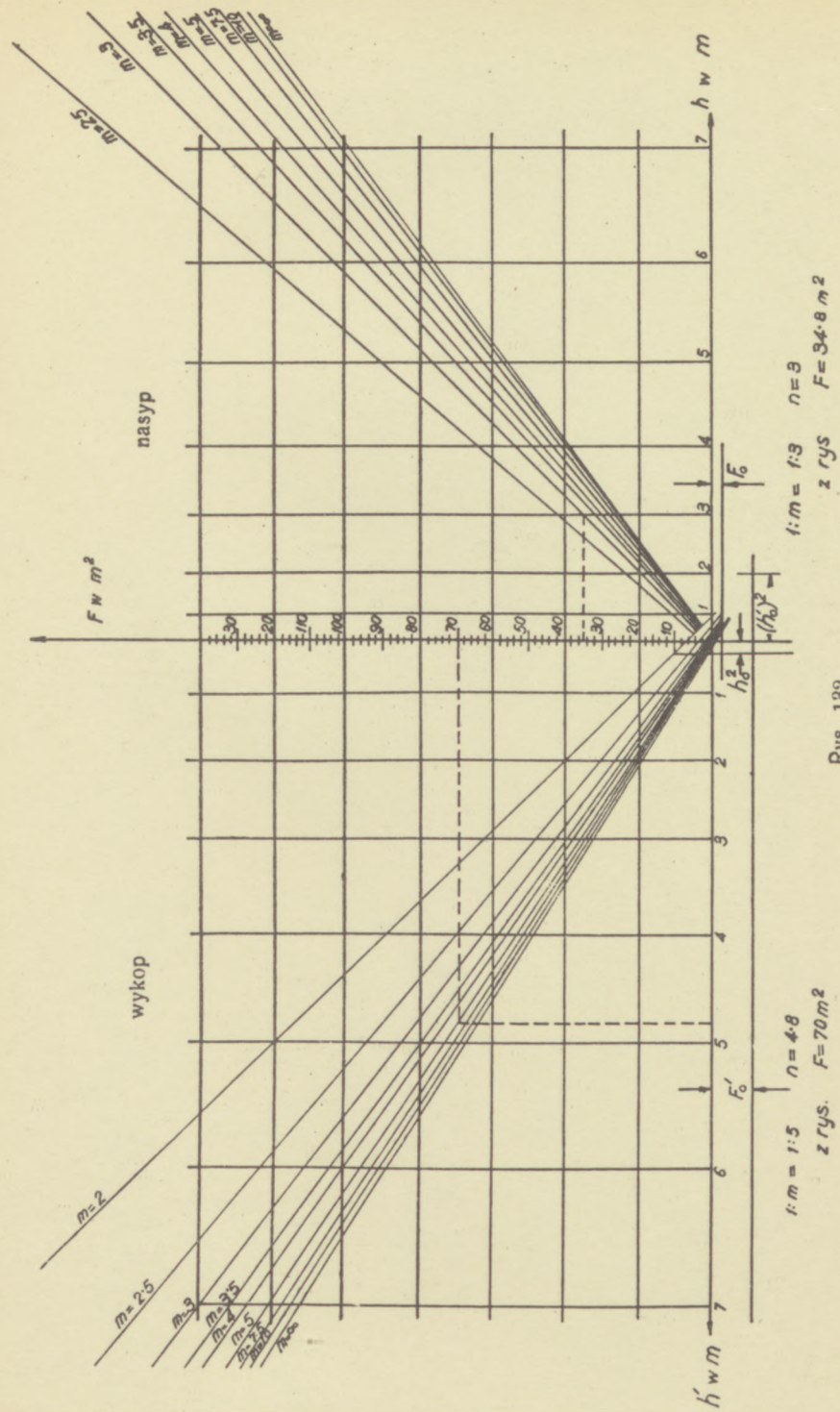
Rys. 130



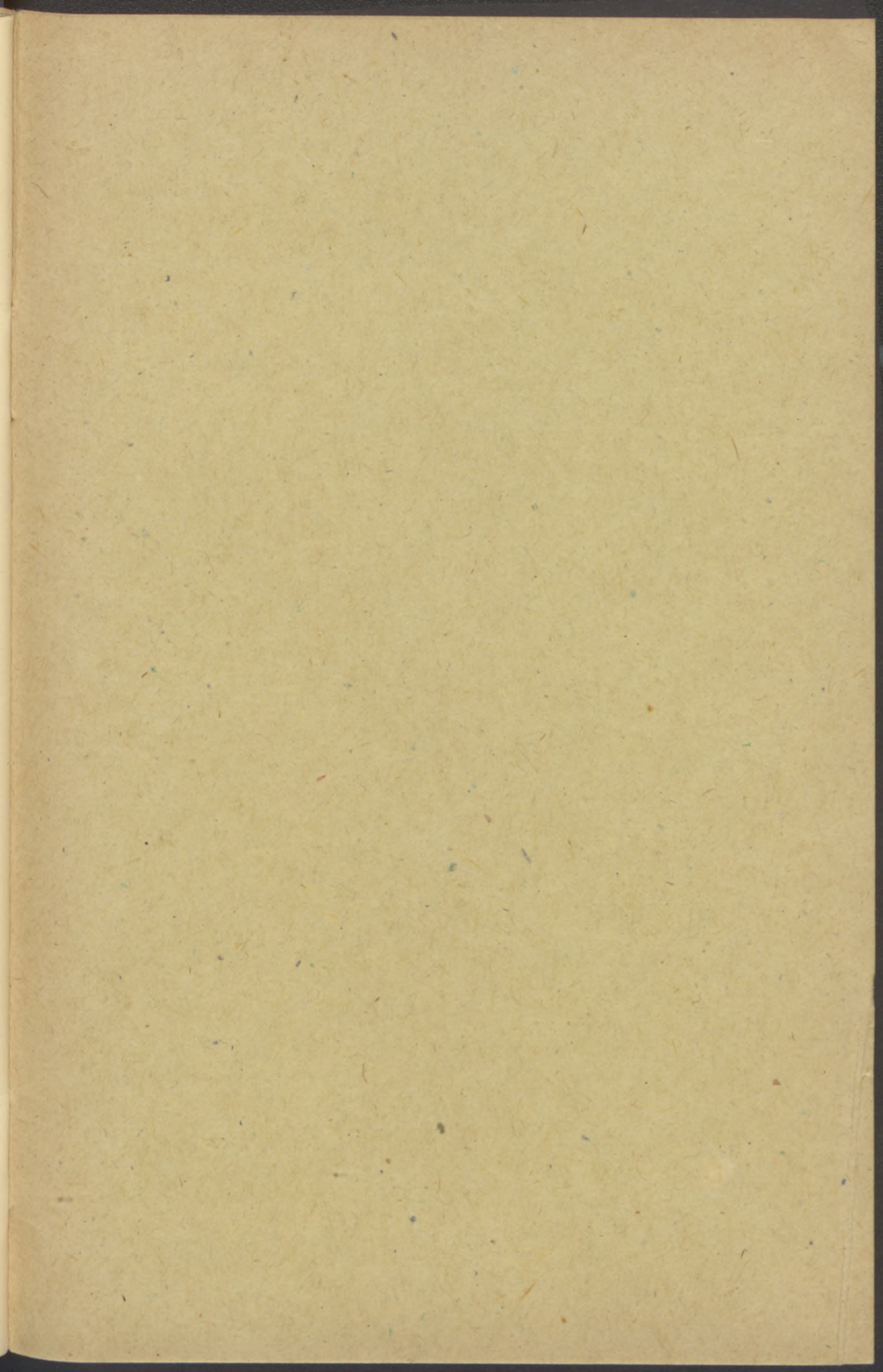
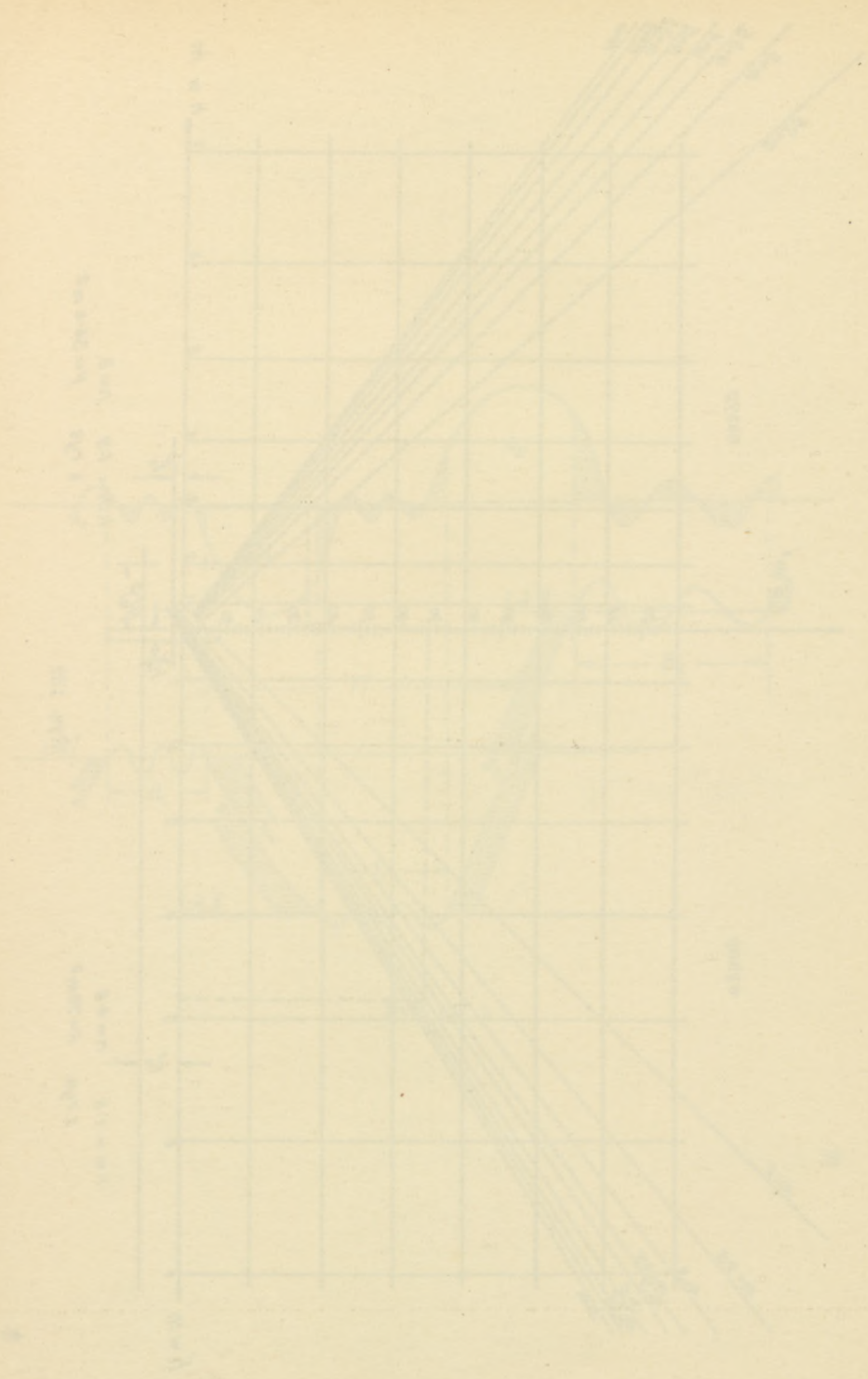
Rys. 131 a

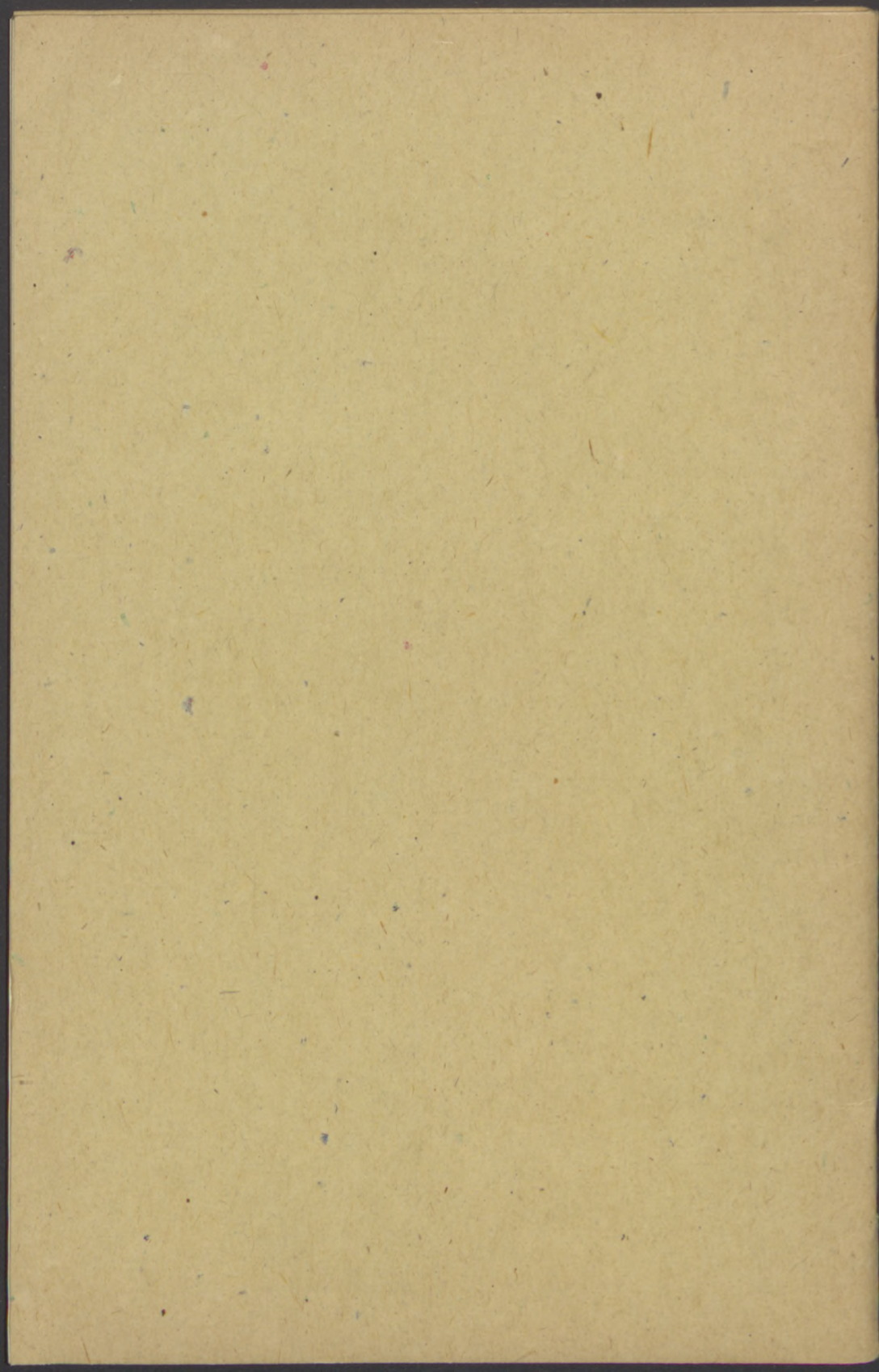


Rys. 131 b

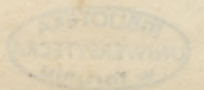


Rys. 132





101 Table XIII
 102
 103
 104
 105
 106
 107
 108
 109
 110
 111
 112
 113
 114
 115
 116
 117
 118
 119
 120
 121
 122
 123
 124
 125
 126
 127
 128
 129
 130
 131
 132
 133
 134
 135
 136
 137
 138
 139
 140
 141
 142
 143
 144
 145
 146
 147
 148
 149
 150
 151
 152
 153
 154
 155
 156
 157
 158
 159
 160
 161
 162
 163
 164
 165
 166
 167
 168
 169
 170
 171
 172
 173
 174
 175
 176
 177
 178
 179
 180
 181
 182
 183
 184
 185
 186
 187
 188
 189
 190
 191
 192
 193
 194
 195
 196
 197
 198
 199
 200



Arch. Emigracji

Biblioteka

Główna

UMK Toruń

+ 1 zdt.

1394070

Biblioteka Główna UMK



300021054538