622.2
3-88

П. ЗОТОВ

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМИ РАБОТАМИ

ч. I

2 экз. 75
95 т

Г-56-5-2

А. П. ЗОТОВ
ДОЦЕНТ ЛЕНИНГРАДСКОГО
ГОРНОГО ИНСТИТУТА

622.2
З-88

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМИ РАБОТАМИ

УЧЕБНИК ДЛЯ ВТУЗОВ

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

под редакцией

проф. Е. Н. Барбот де Марни

42124
632
Ленинградский Горный Институт
Библиотека

НКТП СССР
ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ГОРНОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛЕНИНГРАД — МОСКВА — НОВОСИБИРСК — 1 9 3 2

ПРОВЕРЕНО 1940 г. КГРИ

ПРОВЕРЕНО 1937 г. МГРИ

Сдано в набор 27 апреля 1932 г.
Поступило в печати 1 октября 1932 г.
Формат бумаги 62 × 94.
Количество бумажных листов 4⁹/₁₆.
Количество печ. знаков в бум. листе 117024.
Индекс Г-55-5-2.
Ленгорлит № 52946. Заказ № 634.

Ответственный редактор Е. Фальк.
Технический редактор А. Усова.

Горизд. № 54.
Тираж 10000 экз.

4-я тип. ОНТИ НКТП СССР „Красный Печатник", Ленинград, Международ. пр., 75а.

Проверено 1936 г.

К НАШИМ УЧАЩИМСЯ

Курс «Разработка полезных ископаемых открытыми работами» предназначается Заочной подготовкой промкадров для учащихся III и IV концентров, специализирующихся по открытым работам. К изучению настоящего курса учащийся должен приступить после усвоения обеих частей курса «Горные выработки и горные работы» и курса «Проведка горизонтальных и наклонных выработок». Без предварительного изучения указанных двух предметов чтение курса открытых разработок будет затруднительно.

Для облегчения усвоения предлагаемый курс разбит на две части: *общую* и *специальную*. В общей части даются все необходимые сведения из дисциплин, которые обычно не проходятся в горных учебных заведениях как отдельные предметы, но знание которых, хотя бы в общих чертах, необходимо для специалиста по открытым разработкам. Кроме того в этой части дается ряд практических советов и указаний по разрешению вопросов, связанных с планированием открытых разработок и подготовке участка к разработке. Заканчивается эта часть описанием существующих систем разработок открытыми работами.

Специальная часть посвящается изучению методов отдельных работ, связанных с ведением открытых разработок, а также в ней излагается применение математического анализа к решению отдельных специальных вопросов.

Здесь же считаем необходимым отметить, что до сего времени в русской и даже иностранной литературе отсутствуют учебники, в полной мере и систематически излагающие вопросы ведения открытых разработок. Поэтому настоящие две книги являются первой попыткой создания такого полного курса, приспособленного к учебному плану специальных втузов по объему и времени, отведенному на изучение этого предмета.

При составлении курса использованы имевшиеся в распоряжении автора отдельные статьи на русском и иностранных языках, посвященные открытым разработкам, а также личный практический опыт по работе на предприятиях и в проектирующих организациях.

Учащиеся должны помнить, что развитие техники открытых разработок началось сравнительно недавно, и в настоящее время это развитие идет гигантскими шагами вперед как в нашем Союзе, так и за границей. Поэтому необходимо не ограничиваться изучением предлагаемых книг, а зорко следить за периодической технической литературой, чтобы не упустить вновь появившихся усовершенствованных методов работ и оборудования.

Автор.

ГЛАВА ПЕРВАЯ

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ РАБОТАХ

§ 1. ИСТОРИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ

Добыча полезных ископаемых при помощи открытых разработок производится с древнейших времен. Но о состоянии и развитии горного дела мы могли судить главным образом по археологическим раскопкам, так как о горных предприятиях, существовавших в древнем периоде, имеется чрезвычайно мало литературных данных. Это обстоятельство объясняется тем, что горные предприятия обслуживались рабами и пленниками, вследствие чего по воззрениям того времени занятие горным делом считалось несовместимым с достоинством свободного гражданина. Поэтому писатели той эпохи лишь случайно и поверхностно касались отдельных эпизодов жизни рудников и карьеров.

Самым древним историческим памятником горного дела, и именно открытых разработок, сохранившимся и доныне, являются каменоломни Египта, в которых производилась добыча камня, необходимого для возведения пирамид фараонов. Эти каменоломни дают возможность судить не только о грандиозных размерах работ того времени, но и о способах, применявшихся для отделения больших глыб. Остались ясные следы врубов, которые производились сзади и с боков монолитов и в которые очевидно вгонялись клинья, вследствие чего глыбы отделялись от общей массы.

Одним из наиболее древних памятников открытых разработок для добычи меди, золота и серебра является Рио-Тинто в Испании, в провинции Андалузии. Эта область была известна в Библии под именем Таршиш в классические же дни она называлась Тартессус. Месторождение представляет *большие чечевицеобразной формы залежи медной* руды. Верхние слои залежи под влиянием выветривания настолько обогатились, что из них с выгодой добывали золото и серебро, а также обогащенную медную руду. Большие кучи шлака, найденные на поверхности месторождения, указывают на значительное количество извлеченной руды и на развитие металлургических работ в течение *длительного периода*. Горные разработки велись частью в виде открытых, частью же в виде подземных работ. Серебро и большая часть того золота, которые составляли основу богатства Тира, происходили из этой провинции. Это месторождение разрабатывалось сначала финикийцами, затем римлянами, потом испанцами, и в 1872 г. рудники Рио-Тинто были проданы лондонским и бременским капиталистам. Эти последние сначала продолжали разработку ручным способом, но затем, по мере увеличения глубины разработок и возрастания стоимости рабочих рук, вынуждены были применить механизированные методы работы. Около 1911 г. компания Рио-Тинто остановилась на применении паровых экскаваторов. Благодаря длительному сроку существования, разработки дают наглядную картину открытых работ с древнейших времен до настоящего времени.

К древним открытым разработкам относится известковый карьер в Англии, вблизи Донкастера. Разработка этого карьера началась 2 000 лет назад и с перерывами продолжается до настоящего времени. Недавно в отвалах этого карьера были найдены ядра пушек Кромвеля (1599).

К более молодым разработкам можно отнести недавно открытый карьер около Аммана в Трансильвании, разработка которого повидимому началась 1 400 лет назад, после последнего персидского нашествия.

Однако, несмотря на давность открытых разработок, техника ведения работ развивалась чрезвычайно медленно. Причиной этому служило мнение, что ведение открытых разработок является легким делом, а поэтому этот метод работ не признавался горным делом; все же внимание и энергия горных работников были направлены на развитие техники подземных работ. Поэтому первый толчок к механизации открытых работ был дан не горными инженерами, а инженерами-строителями, которые ввели экскаваторы для механизации работ по проходке каналов, при углублении рек, при проходке выемок для постройки железных дорог и других инженерных работах, связанных с выемкой пород.

Небезынтересно заметить здесь, что идея многоковшевого экскаватора была дана художником и инженером (своего времени) Леонардом да Винчи. Однако потребовалось несколько столетий, чтобы эта идея претворилась в современные многоковшевые экскаваторы с громадной производительностью.

Особенно сильно продвинулось развитие техники открытых разработок за последние 20 лет. Страной, где наиболее совершенно поставлены механизированные методы открытых работ, является Германия. В этой стране толчком к развитию послужила потребность в интенсивной добыче топлива. Во время империалистической войны и в особенности в первые годы после нее снабжение Германии топливом стало жизненным вопросом для всей страны. Вследствие потери части Верхней Силезии и рудников Саарской области добыча топлива понизилась, а с другой стороны потребность в электрической энергии повысилась; пополнение же в убыли могло итти только за счет интенсивного развития буроугольной промышленности. Так как бурые угли залегают в Германии в условиях наиболее благоприятных для разработки их открытыми работами, то удовлетворить потребность страны в топливе возможно было только путем развития открытых работ. Эта необходимость и заставила Германию изыскать способы механизации открытых работ, и надо сказать, что в настоящее время техника и организация их в Германии стоит на большой высоте. Однако следует отметить, что не все механизмы, применяющиеся в Германии для открытых работ, получили распространение в других странах; так например в Америке многочерпаковые экскаваторы не изготовляются и на работах почти не применяются, то же самое касается и мостовых транспортеров. В противоположность Германии в Америке получили наибольшее развитие одночерпаковые экскаваторы.

Причина отсутствия в САСШ карьеров разрабатываемых многочерпаковыми экскаваторами, для горных деятелей СССР пока неясна, так как в Америке имеются подходящие условия для работы многочерпаковых экскаваторов, а потому казалось бы нет видимых оснований для такой односторонней постановки в Америке механизации открытых работ.

Изучение методов механизации и организации открытых разработок для горных техников нашего Союза имеет огромное значение, особенно в настоящий момент бурного роста строительства. Действительно огромное количество самых разнообразных и крайне необходимых для строительства полезных ископаемых залегает в условиях, благоприятных для добычи их открытыми разработками. А этот метод позволяет быстро развить добычу в тех громадных масштабах, которые требуют темпы нашего строительства, и к тому же дает возможность получить сырье по наименьшей себестоимости. Правда при развитии открытых разработок мы в настоящий момент, вследствие отсутствия в стране отечественного производства необходимых машин, вынуждены импортировать (ввозить) эти машины из-за границы и затрачивать на это значительные суммы в иностранной валюте. Но эти затраты с одной стороны окупятся теми накоплениями, которые страна получает в своем строительстве, а с другой — побудят нашу машиностроительную промышленность организовать и ускорить развитие отечественного производства необходимого оборудования.

Первые шаги в этом направлении уже сделаны Научно-исследовательским институтом машиностроения, который запроектировал несколько марок механических лопат. Производство этих лопат намечается поставить на Воткинском заводе, причем в 1931 г. должно быть выпущено пять экскаваторов. Кроме того предполагается постройка на Урале специального завода с производительностью в 2 000 штук экскаваторов в год. Пуск этого завода намечается в 1933 г.

§ 2. ПРЕИМУЩЕСТВА И НЕДОСТАТКИ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК ПО СРАВНЕНИЮ С ПОДЗЕМНЫМИ

Открытые разработки обладают следующими преимуществами по сравнению с подземными:

1) Более дешевая и легкая выемка полезного ископаемого благодаря большим размерам забоев. В то время как при подземных работах длина очистного забоя равна 100—150 *м*, в открытых работах она может быть равна 1000 и более метров.

2) В случае надобности имеется возможность добывать глыбы очень больших размеров (например добыча монолитов для строительных и скульптурных целей).

3) Меньшая потеря при выемке полезного ископаемого, так как нет надобности оставлять целики для предохранения выработок от обрушения, как это необходимо делать при подземных работах. Потери при открытых работах не превышают 5—10% общего запаса, тогда как при подземных они выше и иногда фактически достигают 30% и даже 40—50%.

4) Благодаря возможности произвести тщательную предварительную зачистку полезного ископаемого, от пустой породы добываемое ископаемое получается более чистым.

5) В случае надобности можно легко и скоро развить громадную производительность рудника.

6) Благодаря пользованию дневным светом отпадает надобность в искусственном освещении (за исключением ночного времени, если работы ведутся в 3 смены).

7) Более легкая, благодаря дневному свету, отборка пустой породы, что также способствует чистоте добываемого полезного ископаемого.

8) Отпадает надобность в креплении, закладке и вентиляции (за исключением особых случаев, кои будут оговорены ниже). В громадном большинстве случаев в работах не могут скопляться вредные и в частности взрывчатые газы, что не только в корне уничтожает возможность взрывов, но и допускает пользование какими угодно взрывчатыми веществами, а не обязательно предохранительными.

9) Условия работы людей в хорошую погоду и при не очень суровом климате более здоровые, чем под землей.

10) Общее ведение открытых разработок проще, чем подземных.

11) Работа на открытом воздухе, в нестесненном пространстве, позволяет применять для добычи полезного ископаемого и пустых пород, а также для их транспорта, механические устройства больших размеров, и с большей производительностью.

12) Условия работы более безопасны, если надлежащим образом поставлена охрана труда.

13) В случае присутствия в кровле полезного ископаемого водоносных пород их легче дренировать, чем при подземных работах.

14) Благодаря возможности применения широкой механизации и большей простоте открытых работ можно обходиться меньшим числом квалифицированных горнорабочих (забойщиков, крепильщиков и т. п.).

Обладая большим количеством крупных преимуществ, открытые работы имеют и целый ряд недостатков:

1) Дождь или сильный холод делают работу в карьерах крайне затруднительной.

2) По климатическим условиям местности не всегда и не везде возможно производить работы круглый год. Поэтому в большинстве случаев работы производятся только в весенний и летний периоды.

3) Дождевая вода собирается в карьерах, а поэтому при сыром климате и больших размерах работ иногда требуются крупные расходы на водоотлив (например проведение длинных и глубоких дренажных канав).

4) Широко развитые открытые работы занимают под карьеры и отвалы пустой породы большие участки земли, которые в большинстве случаев надолго пропадают для земледелия.

5) Ночные работы неудобны даже при устройстве сильного искусственного освещения, которое почти всегда недостаточно в виду обширных размеров разработок.

6) Наконец, при разработке полезных ископаемых, легко подвергающихся выветриванию, необходимо принимать предупредительные от выветривания меры.

Все перечисленные недостатки открытых разработок находятся однако на втором плане как в техническом, так и экономическом отношениях по сравнению с их достоинствами, почему открытые разработки и применяются при наличии подходящих для них условий.

§ 3. УСЛОВИЯ, НЕОБХОДИМЫЕ ДЛЯ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

Приступим к рассмотрению условий, при которых возможна выгодная добыча полезного ископаемого открытыми разработками.

Применение метода разработки открытыми работами возможно в том случае, когда значительные количества полезного ископаемого находятся непосредственно на земной поверхности или близко от нее. Последнее бывает:

1. *Когда при ровном почти горизонтальном рельефе поверхности полезное ископаемое залегает тоже горизонтально или очень полого и покрыто сравнительно небольшой толщей пустых пород.* Примером такого месторождения могут служить воскресенские *фосфориты*, находящиеся в 70 *км* от г. Москвы. На рис. 1 представлены геологические разрезы этого месторождения, на которых полезное ископаемое (фосфорит) обозначено крестообразной штриховкой. Как видно из разрезов, на данном месторождении *согласно* залегают два пласта фосфорита, между которыми имеется прослоек пустой породы (песка). Пласты имеют очень пологое падение, рельеф же поверхности постепенно повышается в сторону падения пластов.

Благодаря таким условиям залегания мощность пород, перекрывающих верхний пласт, постепенно увеличивается от 1 *м* (около выхода

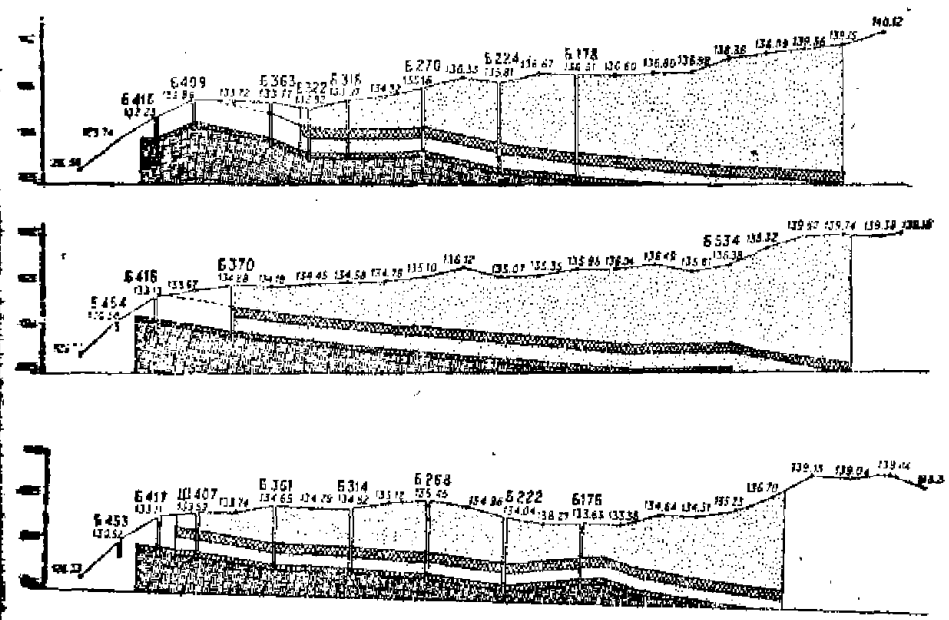


Рис. 1.

пласта на поверхность) до 15 и более метров (вдали от выхода). Суммарная мощность обоих пластов фосфорита 1,8 *м*.

2. *Когда при наклонном или крутом падении мощного пласта полезного ископаемого выход его на поверхность закрыт слоем пустых пород.* Примером месторождений этого типа являются железные руды в Кривом Рожъи (рис. 2), которые представляют собой красный железняк с примесью *магнетитов, железного блеска и железной слюды*. На рисунке полезное ископаемое показано густой штриховкой, боковые породы—редкой, породы же, перекрывающие выход пласта, изображены точками. Мощность залежи достигает 110 *м* и изменяется как по простиранию, так и по падению. Угол падения изменяется от 25 до 85°, наиболее же частый 60°. Мощность пород, перекрывающих выход руды на поверхность, изменяется от 10 до 20 *м*.

3. *Когда выход залежи полезного ископаемого обнажается на склоне горы.* Примером месторождений этого типа может служить залежь *апа-*

тита в Хибинской тундре. На рис. 3 изображен геологический разрез месторождения на горе Кукисвумччор (залежь апатита заштрихована). Из рисунка видно, что апатит имеет выход на склоне горы на высоте 90 *м* над уровнем долины.

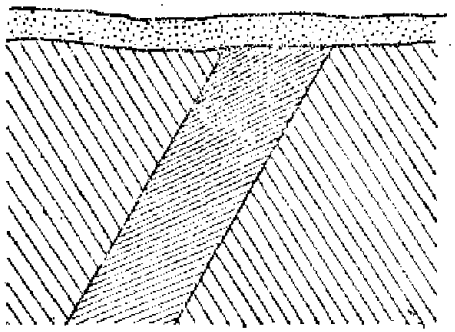


Рис. 2.

Во всех описанных типах месторождений для выемки полезного ископаемого прежде всего приходится удалять некоторое количество пустых пород.

При определении возможности и выгодности разработки открытыми работами необходимо учитывать ряд факторов. Главнейшие из этих факторов следующие.

Первый фактор. *Объем снимаемых, перекрывающих и боковых пород, приходящийся на единицу объема добываемого полезного ископаемого.*

При определении выгодности открытых разработок важно не только абсолютное количество удаляемых пустых пород, но и количество их, приходящееся на единицу объема или веса добываемого полезного ископаемого. При горизонтальном или почти горизонтальном залегании объем полезного ископаемого, который добывается с площади в 1 *кв. м*, равен произведению площади (1 *кв. м*) на мощность пласта, а объем снимаемых пустых пород—произведению той же площади (1 *кв. м*) на мощность пустых пород. Так как площади равны, то объемы будут прямо-пропорциональны мощностям. Поэтому *для горизонтальных или слабо наклонных месторождений отношение объемов можно заменить отношением мощности пустых пород к мощности полезного ископаемого*. Величина этого отношения в некоторых случаях может дать руководящие указания при решении вопроса о рациональности применения метода открытых разработок. Действительно при сравнении величины отношения на проектируемом месторождении с величинами, полученными на других аналогичных и уже разрабатывающихся месторождениях, можно сразу решить вопрос о рациональности разработки открытыми работами. Так например может быть невыгодно с пласта полезного ископаемого мощностью в 1 *м* снимать пустые породы, мощность которых равна 15 *м*, так как в этом случае отношение мощностей $n = 15 : 1 = 15$, что больше, чем на аналогичных месторождениях, где этот вопрос уже разрешен. И наоборот, открытые разработки могут быть выгодными, если при той же величине наносов

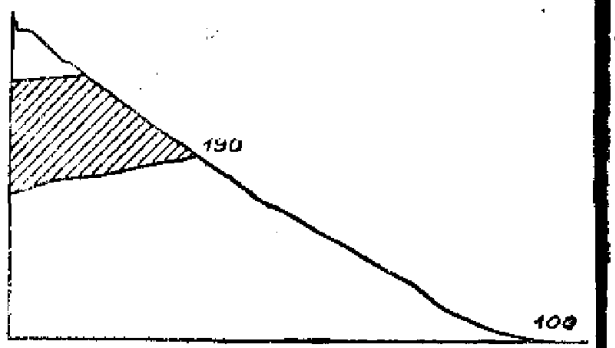


Рис. 3.

мощность пласта будет равна 5 *м*, так как в этом случае отношение $n = 15 : 5 = 3$, т. е. меньше предельного отношения на других карьерах, где открытые работы применяются с выгодой.

Для месторождений наклонных и крутопадающих (тип 2), где кроме наносов, перекрывающих выход полезного ископаемого, приходится снимать еще и боковые породы; такую замену объемов мощностями сделать нельзя, а поэтому приходится подсчитывать величину отношения суммы объемов наносов и боковых пород к объему вынимаемого полезного ископаемого.

Только при горизонтальном рельефе поверхности и таком же залегании пласта полезного ископаемого количество удаляемых пород на единицу объема или веса ископаемого остается постоянным. В большинстве же случаев это отношение не одинаково по всей площади месторождения и особенно резко изменяется при разработке круто падающих месторождений и при разработке месторождений на склоне горы в тех случаях, когда падение полезного ископаемого не параллельно склону горы. В обоих указанных случаях по мере развития работ отношение обычно постепенно возрастает. Так для выемки полезного ископаемого в объеме $c'cвв'$ (рис. 4) надо удалить объем $в'вaa'$ наносов, а при углублении работ для выработки такого же объема его $c''в''$ надо удалить уже большее количество $в''вa''$ пород висячего бока.

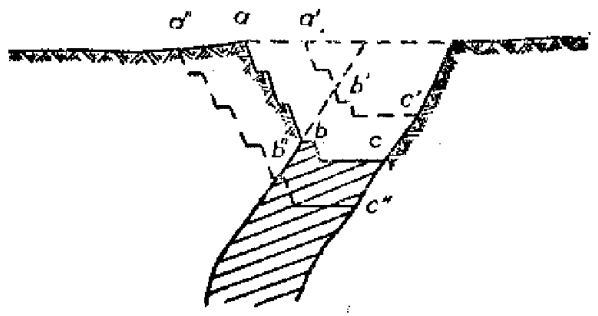


Рис. 4.

Такая же картина наблюдается и при открытых работах на склоне горы, что можно видеть из рис. 3.

Понятно, что должно быть какое-то предельное отношение количества наносов, приходящихся на единицу объема или веса добываемого полезного ископаемого, превышать которое уже экономически невыгодно и по достижении которого приходится переходить на подземные работы. Этот предел находится в зависимости от: 1) ценности полезного ископаемого; 2) относительной стоимости выемки полезного ископаемого в открытых и подземных работах, и 3) от стоимости выемки пустой породы.

Стоимость снятия единицы объема пустых пород, а также выемки полезного ископаемого как в открытых, так и подземных работах, чрезвычайно разнообразна и зависит от физических свойств вынимаемых пород, от условия их залегания и от применяемого при их разработке способа работ.

Аналитический метод подсчета предельной глубины открытых разработок в настоящее время еще недостаточно разработан. В книгах проф. Стешенко А. И. «Курс систем разработок рудных месторождений», стр. 198—211 и проф. Кузнецова И. А. «Основные расчеты при разработке рудных месторождений», часть II, стр. 45—129 можно найти попытки применить математический анализ для определения предельной глубины карьера при разработке крутопадающих месторожде-

ний. В настоящем же курсе дадим указания на ту зависимость, которая наблюдается при открытых разработках между глубиной разработки и величинами, характеризующими условия залегания и способ работ. Эту зависимость можно выразить следующей формулой:

Предельная глубина открытых работ тем больше, чем больше мощность полезного ископаемого, чем больше разница в стоимости добычи полезного ископаемого открытыми и подземными работами в пользу первых, чем больше допускаемый угол откоса боковых пород и чем меньше стоимость снятия 1 куб. м пустых пород.

При благоприятном сочетании этих факторов открытые разработки иногда достигают значительной глубины. Самые глубокие карьеры находятся: в СССР в Кривом Роге (до 130 *м*), в Швеции (до 150 *м*) при разработке железных руд, в Канаде на разработках асбеста (210 *м*), а в Австралии в округе Кимберли запроектирована разработка алмазных месторождений открытыми работами до глубины 340 *м*.

Для того чтобы дать представление, при каком отношении n мощности наносов a к мощности полезного ископаемого b в настоящее время находят выгодным применение открытых работ при разработке слабо наклонных пластов, приводим нижеследующую таблицу 1.

Таблица 1.

Название рудника и его местоположение	Мощность пласт полезного ископаемого a	Мощность наносов в *м* b	Полезное ископаемое	Характер наносов	$n = \frac{a}{b}$
The Leavell Coal C° (Tulsa, Oklahoma U. S. A.)	0,70	5,8—10,7	Кам. уголь	Сланцы, требующие взрывных работ	8,2—15,2
Cranberry Creek Coal C° (Crystal Ridge, Pensylvania U. S. A) . . .	7,61	28,95—50,29	» »	Песчаники и конгломераты 90%; глины 10%	3,8—6,6
Black Servant Coal C° (Elkville Illinois U. S. A.) .	1,52—2,44	6,1—13,71	» »	Сланцы и известняки	4,0—5,6
Там же	2,74	13,71—21,33	» »	»	5,0—8,0
Sunlight Mining C° (Louisville, Kentucky U. S. A.)	3,36	7,62—15,24	» »	Глины и сланцы	2,3—4,5
Rockdale, Western Securities Coal C° (Texas, U. S. A.)	4,27	6,1—12,2	» »	Песчаные глины	1,4—2,8
Zchornewitz, Halle (Deutschland)	Ср. 12,20	Ср. 17,68	» »	Пески, глины	1,5
Ленские золотые прииски	2,00	до 30,0	Золото	Пески, глины	До 15
Богословская буроугольная копь (Надеждинский комбинат Сев. Урал), свита А . . .	6,14	8—16	Кам. уголь	Глины, торф.	1,3—2,6
Воскресенские фосфориты (по проекту) . .	1,80	12,0	Фосфорит	Пески, глины	6,6
Германские буроугольные рудники	—	—	Бур. уголь	Суглинки глины	до 8

Надо подчеркнуть, что

установление предельной глубины открытых работ в соответствии с предельным соотношением между количеством удаляемых наносов на единицу добываемого полезного ископаемого должно производиться не для всего месторождения в целом, а только для того участка или горизонта, на котором это соотношение наступает.

Поясним это примером.

На рис. 5 изображен план части месторождения Воскресенского фосфорита. Площадь, на которой залегают пласты фосфорита, с западной стороны оконтурена жирной линией *ABCD*. От этой линии залежь распространяется на восток. На изображенной части месторождения различной штриховкой обозначены участки (зоны) с различной мощностью наносов над верхним пластом фосфорита.

Пласты имеют пологое падение на восток, рельеф же местности, наоборот, на восток повышается. Таким образом по мере удаления от выхода пласта на восток мощность наносов постепенно увеличивается, следовательно увеличивается и соотношение n. Пласты полезного ископаемого имеют мощность 1,8 *м*, а предельное соотношение для открытых работ n определено подсчетами и равно 6,6. Тогда предельная мощность наносов, выше которой уже невыгодно производить добычу открытыми работами, будет: $a = n \cdot b$, или, подставляя указанные величины, $a = 6{,}6 \cdot 1{,}8 = 12$ *м*. Зона с глубиной залегания в 12 *м* проходит по линии *EFGH*. Допустим, что площадь, на которой полезное ископаемое залегает под наносами со средней мощностью в 12 *м*, ограничивается с востока линией *MNP*.

Приведенное выше положение говорит, что на основании выведенного предельного соотношения следует открытыми работами разрабатывать только площадь *ABCDEFGH*, ограниченную с востока линией *EFGH*, но ни в коем случае не площадь *ABCDEMNPH*, ограниченную линией *MNP*. Как только открытые работы подойдут к линии *EFGH*, их следует прекратить и переходить на подземные разработки, ибо дальнейшая работа становится уже невыгодной, так как себестоимость добываемого фосфорита открытыми работами с площади *EMNPHGF* будет выше себестоимости его из подземных работ.

Следует указать на то, что *соблюдение определенной предельной наивыгоднейшей для открытых работ глубины залегания возможно только в том случае, если все остальные факторы (устойчивость боковых пород, свойства самого полезного ископаемого и т. п.) создают нормальную обстановку работ.* К сожалению бывают случаи, когда опасность обрушения пород заставляет прекращать работу в карьере и переходить на эксплоатацию подземным способом прежде, чем это экономически выгодно. Наоборот, иногда особые условия заставляют разрабатывать открытыми работами месторождение на глубинах, при которых были бы уже более выгодны подземные работы. Так например на Ткибульском каменноугольном руднике (Закавказье) в 1916 г. открытыми работами эксплоатировалась часть месторождения, в которой некогда были начаты подземные работы, вызвавшие возникновение пожара из-за склонности угля к самовозгоранию.

Вторым фактором, *влияющим на успешность, а иногда и на возможность вообще применения открытых работ, является климат данного района*

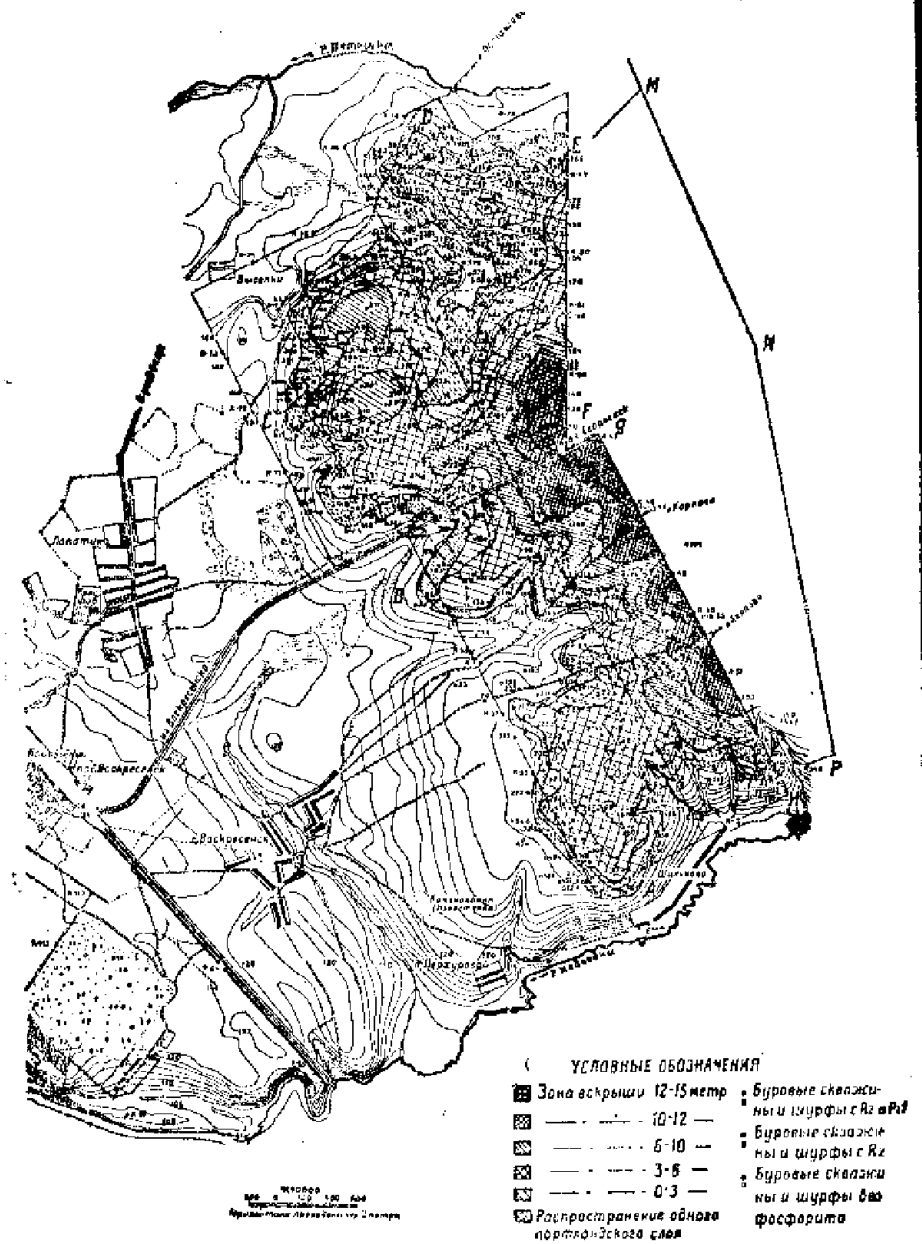


Рис. 5.

Большое количество атмосферных осадков, большие морозы, промерзаемость почвы и особенно вечная ее мерзлота сильно понижают производительность рабочих и машин. Все эти обстоятельства должны приниматься во внимание при составлении плана работ и при определении длительности рабочего периода.

Вот почему в большинстве случаев начало открытых работ приурочивается к началу весны, а окончание их к осеннему ненастью или появлению первых заморозков. Поэтому в зависимости от географического положения рудника и климатических условий местности продолжительность периода открытых работ бывает разная.

Третьим фактором, *влияющим на успешность открытых работ и определяющим способ механизации их, является характер и структура как самого добываемого полезного ископаемого, так и вмещающих его пород.* Этот фактор будет подробно рассмотрен в следующей главе.

§ 4. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие недостатки имеют открытые разработки по сравнению с подземными?
2. Какие преимущества имеют открытые разработки по сравнению с подземными?
3. При каких разработках (подземных или открытых) процент потери полезного ископаемого меньше и почему?
4. Наличие каких условий залегания полезного ископаемого дает возможность производить разработку открытыми работами?
5. Какие факторы влияют на успешность ведения открытых разработок?
6. От каких величин зависит предельная глубина открытых разработок?
7. Распространяется ли понятие предельного соотношения между пустыми породами и полезным ископаемым на все месторождение в целом или же на определенные участки его?

§ 5. КОНТРОЛЬНЫЕ ЗАДАЧИ

1. Залежь полезного ископаемого, мощностью в 30 *м*, имеет падение = 90°; выход залежи перекрыт наносами, мощностью 5 *м*. Определить для этого месторождения среднее соотношение объемов пустых пород и полезного ископаемого при разработке до глубины 40 *м* от дневной поверхности, если породы висячего и лежачего бока для безопасности работ должны иметь откос, наклоненный к горизонту под углом в 60°.

Ответ: 1,02

2. Пласт полезного ископаемого, мощностью в 2,5 *м*, залегает с очень небольшим падением. Рельеф поверхности постепенно повышается в сторону падения пласта. На основании опыта соседних рудников найдено, что предельное соотношение объемов пустых пород к полезному ископаемому равно 6. Требуется определить мощность, при которой открытые разработки становятся невыгодными.

Ответ: 15 *м*.

ЛИТЕРАТУРА.

Шевяков, Л. Д. Разработка месторождений полезных ископаемых, издание Донугля 1928, стр. 564—567.

Мерш, Р. Экскаваторы и применение их при горных работах, Госиздат, 1924, стр. 5, 6.

ГЛАВА ВТОРАЯ

СВОЙСТВА ПОРОД

§ 6. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОРОД

При добыче полезных ископаемых открытыми разработками, для обнажения (вскрыши) полезного ископаемого приходится снимать боль шие массы пустых пород. Само собой понятно, что на успешность и стои мость этих работ оказывают огромное влияние свойства пород, от которы зависит степень добываемости их и устойчивость проходимых выемок Отсюда ясно, насколько важно знать все свойства пород, с которыми пр работах придется иметь дело. К сожалению в изучении свойств пород в противоположность быстрому развитию знаний в других областях техники, в течение последнего столетия был полный застой. Главнейша причина этого застоя заключается в огромной трудности опытного изу чения разных явлений в породе и огромное разнообразие пород. Н в последние годы исследователи обратили свое внимание и на эту отрасл техники, и в настоящее время во всех странах началась общая кампани для разрешения основных проблем свойств пород.

Начальные шаги были сделаны в направлении развития инженерно геологии, которая дает нам освещение характера залегания и структур породы. Но инженерная геология не дает указаний относительно механи ческих и физических свойств материалов, образующих геологически пласты. Между тем именно эти свойства имеют колоссальное значени в земляных сооружениях, к которым относятся и проходимые при горны работах выработки.

Изучение механических и физических свойств может итти по дву путям: *экспериментальному* (производство опытов) и *наблюдательному* при котором производятся систематические наблюдения над сделанны уже сооружениями. По последнему пути большую помощь науке в частности горному делу могут оказать горные техники, опубликовывая свои наблюдения над устойчивостью выработок, так как необходимо накопление цифрового материала, чтобы получить возможность харак теризовать породы. Пока же практика земляных сооружений зависит от технического чутья немногих лиц и от их случайных наблюдений. Целе сообразно составленный проект является скорее результатом предви дения, чем истинного знания.

Имеющиеся же в этой области достижения отдельных лиц не могут быть достаточно широко использованы вследствие нашего неуме ния характеризовать породы и выражать числом соотношение между ними.

Для этого нужна точная классификация пород, в основание которой были бы положены все физические свойства их. К сожалению такой клас сификации, имеющей практическое значение, пока нет, а поэтому при ходится довольствоваться еще недостаточно точными классификациями, построенными по одному какому-либо признаку. Для нас, горняков, наиболее важными являются следующие свойства пород:

1) Трудность отделения кусков от остальной массы породы, которая характеризуется *коэфициентом трудности отбойки (степень добывае-*

2) Способность породы образовывать откосы, которая характери- *углом естественного откоса.*

3) Степень увеличения объема после отделения породы от плотной так называемая *разрыхляемость* пород.

4) *Отношение породы к воде.*

5) *Сопротивление породы производимому на нее давлению.*

Прежде чем привести классификации пород по указанным свойствам считаю необходимым *изложить* основную характеристику грунтов, ствованную из изданного Госпланом в 1928 г. «Свода производствен строительных норм» (Земляные работы).

1. Песок в чистом виде представляет собой скопление мелких (от 0,05 до 3 *мм*) разрушенных древнейших горных пород (кварц, гнейс, базальт и пр.). При величине зерен до 0,5 *мм песок* назы- *мелким*, от 0,5 до 1,0 *мм*—*средним* и до 3,0 *мм*—*крупным*. Мелкие с зернами до 0,2 *мм* называются *летучими* (дюнными), а с примесью будучи насыщены водой, образуют *плывун*. Чистый песок свободно пускает воду и не растворяется в воде.

2. Гравий—скопление более крупных частиц (свыше 3 *мм*) также нейших горных пород. По крупности зерен гравий разделяется *мелкий* (3—7 *мм*), *средний* (8—15 *мм*) и *крупный* (16—25 *мм*). гравия бывают как округленные (с гладкими обточенными поверх стями), так и угловатые.

3. Галька—части разрушенных горных пород с *округленными* гра и размерами крупнее гравия. По крупности зерен галька разде ется на *мелкую* (25—40 *мм*), *среднюю* (40—50 *мм*) и *крупную* 50—80 *мм*). Свыше 80 *мм* называется *булыжником*.

4. Щебень—скалистый грунт, измельченный искусственным или ественным путем под влиянием атмосферных агентов и состоящий частей с острыми гранями, величиной свыше 25 *мм* и до 80 *мм*. Свыше мм называется *камнями*.

5. Растительный перегной (гумус)—продукт разложения растений. месь его к водопроницаемым грунтам способствует склеиванию стиц последних и задерживает воду, увеличивая влагоемкость унта.

6. Ил—продукт осаждения взвешенных в воде мелких частиц (от 0,001 *мм* и более) разрушенных пород, чаще с примесью песка. Легко размывается водой.

7. Чернозем—смесь растительного перегноя с песком, глиной и остат ками жизнедеятельности разных микроорганизмов, насекомых, червей и пр. Легко размывается водой.

8. Глина представляет собой мельчайшие (от 0,006 *мм* и менее) частицы остатков разрушенных, богатых роговой обманкой горных пород, главными составными частями которых являются *глинозем* (до 40%), вода (около 12% и более) и *кремнезем*. Глина представляет собой нерастворимый остаток—*кремнекислый глинозем* (Al_2O_3), получившийся в результате действия на полевошпатные породы воды, содержащей углекислоту. В чистом виде встречается редко, чаще содержит примеси извести, солей железа, магнезии, марганца, песка и органических веществ (гумуса).

632

Строение глины пластинчатое: отдельные частицы имеют вид мелк пластинок (чешуек). *Глина тем плотнее, чем мельче частицы и древ ее отложение (образование).*

Чистые глины с трудом допускают проникновение воды и за извес ным насыщением делаются водонепроницаемыми. При высыхании ч стая глина уменьшается в объеме, и на поверхности образуют *чашевидные* отслоения. Под действием проточной воды глина смывает с поверхности, становящейся скользкой. С увеличением примесей ув личивается способность глины принимать в себя воду и подвергаться размывающему действию.

9. Супесок—песок с примесью до 30% глины, а также растительног перегноя.

10. Суглинок—глина с примесью от 70 до 30% песка, а также раст тельного перегноя и разных минеральных примесей. Суглинки с примесь песка 60—70% считаются *легкими*, с примесью 30—40%—*тяжелыми*.

11. Тощая глина—глина с примесью до 30% песка, а также расти тельного перегноя и разных минеральных примесей.

12. Жирная глина—с примесью песка менее 15%. Отличается пластич ностью. В отношении проникновения воды приближается к чистым глинам

13. Торф—продукт разложения растений под водой (в болотах). Старый торф—черного цвета, плотный, без видимых следов растений из которой он произошел. Молодой торф—рыхлый, волокнистого строе ния, бурого цвета.

14. Лесс—тесная смесь тончайшей кварцевой пыли с небольши количеством глины (от 7 до 20%), окиси железа (8—9%) и углекисло извести (до 40%). Наносная порода (аллювий), обладающая способ ностью слеживаться весьма сильно; плотно слежавшийся (отвердевший лесс держится отвесными откосами высотой до 10 *м*. Лесс легко впитывает в себе воду и быстро ею размывается; этим свойством лесса пользуются для более легкой его разработки.

15. Опока—кремнистые глины. При высыхании мало сжимаются.

16. Мергель—глина или суглинок, содержащие углекислую известь в количестве от 30 до 60%. Легко впитывает влагу, чем обусловливается быстрое выветривание его, а затем при избытке воды разжижение.

17. Сланцевая глина—плотная глина с примесью слюды и зерен кварца, не пластична, при разработке раскалывается на тонкие слои, ограниченные параллельными плоскостями.

18. Тяжелые глины—глины древнейших отложений с мельчайшими частицами, особо плотно слежавшиеся.

19. Мел—известняк, состоящий из известковых раковин, различных корненожек и комочков углекислой извести с незначительной примесью углекислой магнезии, закиси железа и диатомовых водорослей. Примесь глины и железа придает мелу более значительную твердость и окрашивает его в сероватый или желтоватый цвет. Чистый мел без примесей—мягкий; имеет белый цвет.

20. Известняки—горные породы, состоящие из углекислой извести с разными примесями, обусловливающими разновидности известняков:

а) *Обыкновенные плотные известняки*, состоящие отчасти из мелких зерен известкового шпата, обломков известковых раковин и других примесей, придающих им различную окраску (желтоватую, бурую, серую); в зависимости от примесей различают *глинистые, кремнистые, доломитовые и смолистые известняки*.

б) *Мягкие известняки*, изобилующие порами (известковые туфы) слоистые (травертин).

21. Песчаники, состоящие из более или менее крупных песчинок кварца или других разрушенных горных пород), сцементированных кремнистым, известковым, железистым, глинистым и другими природными вяжущими веществами, твердость которых обусловливает большую или меньшую трудность разработки.

22. Сланцы или шиферы—мелкослойные горные породы, обладающие сланцеватостью, т. е. способностью раскалываться при разработке на тонкие слои, ограниченные параллельными поверхностями. Разновидности сланцевых пород—*аспидный сланец, глинистый, известковый, песчаный, слюдистый, кремнистый, смолистый и др.*

23. Конгломераты—горные породы, состоящие из обломков различных горных пород, связанных цементами разного состава.

24. Мрамор — кристаллическая разновидность известкового шпата с разными примесями, окрашивающими мрамор в разные цвета.

В зависимости от крупности зерен различают мрамор *крупнозернистый и мелкозернистый* (более твердый).

25. Гранит—изверженная горная порода зернисто-кристаллического строения, состоящая из смеси кварца, слюды и полевого шпата (ортоклаза), с примесью роговой обманки, апатита и др. Крупнозернистые граниты, богатые роговой обманкой и полевым шпатом, разрабатываются легче. Мелкозернистые, богатые кварцем граниты представляют собой весьма твердую породу, залегающую сплошными массами. Цвет большею частью серый, но бывает и красноватый и др.

26. Гнейс—того же состава, что и гранит, но содержит меньше полевого шпата и имеет слоистое строение, делающее его часто более легким в обработке, чем мелкозернистый гранит. Примеси и окраска та же, что в граните.

27. Порфиры—изверженные горные породы, характеризуемые крупнозернистыми (порфировидными) образованиями, вкрапленными в основную мелкозернистую или стекловидную массу. В зависимости от состава основной массы различают *кварцевый, безкварцевый* и *гранитный* порфиры. Весьма твердая порода, залегающая большей частью сплошными массами.

28. Сиениты — изверженная горная порода, кристаллическо-зернистого строения, близкая к гранитам, смесь роговой обманки и ортоклаза (или плагиоклаза). Весьма твердая порода, залегающая сплошными массами.

29. Базальт — изверженная горная порода скрыто-кристаллического строения, иногда порфировидного. Содержит тесно связанные *авгит с плагиоклазом или нефелином* или *лейцитом* с другими примесями. Цвет голубовато-или серовато-черный. Весьма твердая порода, большей частью залегающая сплошными массами.

30. Кварцевые породы—кварцит, яшмы и другие изверженные кристаллические породы, часто мелкозернистого строения, состоящие из зерен кварца, связанных кварцевым цементом с различными примесями, как слюда, гранит, серный колчедан и др. Цвет разнообразный в зависимости от примесей. Мелкозернистые кварцевые породы весьма трудно поддаются разработке.

Многие из перечисленных пород гигроскопичны и могут быть более или менее влажными в зависимости от степени заполнения водой пустот (пор).

По количеству содержащейся в породе влаги различают следующи состояния пород:

1) Сухая порода.
2) С природной (средней) влажностью.
3) Мокрая.
4) Разжиженная.

Сухая порода характеризуется тем, *что частицы ее не слипаются пр надавливании и не прилипают к инструменту*. Крайним пределом сухост является такое состояние породы, когда она содержит воду лишь в вид *скрытого (мертвого)* запаса, который не может быть взят даже растениям и который поддается обнаружению только лабораторным путем (в таком состоянии породы обычно могут быт только в южных и юго-восточны степных областях РССС.

Выраженный в процентах от веса породы «м е р т в ы й з а п а с воды колеблется для разных грунтов от 0,5% для песка до 15% дл глины.

Порода с природной средней влажностью содержит влагу в той сте пени, в какой она обычно встречается в природе в слоях данной породы не находящейся во время разработки под непосредственным действие грунтовых, проточных, дождевых и других вод и невысушенной солнеч ными лучами. Содержание воды при этом состоянии для разны пород различно. *Под давлением частицы породы более или мене слипаются и при разработке прилипают к инструменту те больше, чем больше связанность частиц между собой и чем мель частицы.*

Мокрый грунт с трудом сохраняет приданную ему форму; *при это* состоянии заполнено водой до 50—60% объема пустот (пор) породы *При разработке (особенно глинистых грунтов) мокрый грунт сильн налипает на инструмент.*

Грунт разжиженный содержит воду в количестве до 100% и боле объема его пустот (пор). *При разработке растекается слоем по лопате обнаруживая сходство со свойствами жидкости.*

Примером разжиженных грунтов может служить *плывун*.

§ 7. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОРОД ПО ТРУДНОСТИ ОТБОЙКИ (СТЕПЕНИ ДОБЫВАЕМОСТИ)

Если за единицу степени добываемости принять разработку легкого суглинка верхних слоев с содержанием песка около 65% с природно влажностью и в естественном его состоянии (без предварительного разрых ления) и сравнить с ним все остальные породы, то получим коэфициен ты трудности отбойки при условии нахождения пород в естественно состоянии (без предварительного разрыхления) и при природно влажности.

В помещаемой ниже таблице 2 приводим классификацию пород п степени их добываемости, изимствованную из «Свода производственны строительных норм».

Приведенная таблица не обнимает все разновидности грунтов и пород которых могут встретиться на практике.

Кроме того даже породы, указанные в табл. 2, могут благодар особенностям своей структуры, давать иные показатели, чем указан в таблице.

Таблица 2.

Классификация пород по степени добываемости.

Группа	Характер пород	Наиболее типичные породы, обладающие характерными свойствами данной группы	Коэффициент трудности отбойки	Вес 1 куб. м грунта в плотном теле в тоннах
1	С минимальным сцеплением частиц (рассыпчатый грунт)	Мелкий песок, рыхлый растительный грунт .	0,50—0,80	1,1—1,4
2	Со слабой связью частиц (грунты, рассыпающиеся комьями)	Крупный песок, растительный слой, супесок, чернозем, легкие суглинки	0,80—1,20	1,4—1,6
3а	Грунты 1 группы с примесями мелких частей более твердых и тяжелых пород (до 25%) или волокнистых веществ	Грунты 1 группы с примесями крупного гравия или щебня (до 25%) или щепы и мелкого строительного мусора, а также мелкий гравий	0,80—1,30	1,2—1,6
3б	Грунты 2 группы с такими же, как в группе 3а, примесями	Грунты 2 группы с такими же примесями, как в группе 3а, а также средний гравий . . .	1,20—1,50	1,5—1,7
4	Пластично-вязкие глины	Тяжелые суглинки, жирные глины	1,50—1,90	1,7—1,8
5	Грунты 4 группы с примесями частей твердых и тяжелых пород (до 25%) и др.	Жирные глины и тяжелые суглинки с примесями крупного гравия, гальки, щебня (до 25%), торф с корнями, а также крупный гравий, отвердевший лесс и слежавшийся строительный мусор .	1,90—2,60	до 2,1
6	Со значительным сцеплением частиц и вязкостью	Опоки, мергель, сланцевые глины, тяжелые глины	2,60—3,20	1,9—2,2
7	С большой степенью сцепления частиц	Меловые породы, мягкие известняки, мягкие песчаники	3,20—4,00	2,0—2,3
8	Скальные с признаками выветривания или слоистости и др.	Разборная скала, сланцы, а также конгломераты и мерзлые грунты . .	4,00—6,00	2,2—2,4
9	Плотные скальные (большой твердости)	Твердые известняки, твердые песчаники, мрамор	6,00—8,00	2,4—2,7
10	Сплошная скала (особой твердости)	Гнейсы, граниты, порфиры, диорит, базальт, кварцевые породы . .	8,00—10,00	2,7—3,2

В этом случае степень трудности отбойки надлежит устанавливать на основании наблюдений, произведенных со всею необходимой тщательностью над опытными работами (см. табл. 2 на стр. 21).

Для грунтов в состоянии сухом или мокром цифры, указанные в табл. 2, следует умножить на следующие поправочные коэффициенты.

Таблица 3.

Поправочные коэфициенты для сухих и мокрых грунтов.

	Наименование и влажность грунта	Поправочные коэфициенты
1	Грунт с природной средней влажностью	1,00
2	Для грунтов сухих:	
	Групп: 1, 2, 3а, 3б, за исключением суглинков . .	1,05—1,10
	„ „ для легких суглинков	1,15—1,20
	„ „ „ глинистых грунтов групп 4—6 . .	1,40—1,60
	„ „ „ остальных грунтов	1,00
3	Для мокрых грунтов:	
	Групп: 1, 2, 3а, 3б, кроме суглинков	1,15—1,20
	„ легких суглинков	1,20—1,30
	„ глинистых грунтов групп 4—6	1,30—1,40

Приведенная классификация необходима для точных организационных расчетов и исчислений сдельных расценок.

Однако, при выборе некоторых добывающих механизмов (экскаваторов), а также при составлении смет и календарно-производственных планов, в большинстве случаев не представляется возможным производить расчет согласно изложенной выше классификации.

Для этих целей можно пользоваться ниже помещенной упрощенной классификацией, принятой в Германии и у нас в СССР (официальное издание Справочника на земляные работы за 1930 г.), обладающий достаточной точностью для перечисленных выше целей (табл. 4).

Пример пользования приведенными таблицами. Требуется определить коэфициент трудности разработки сухой жирной глины, не содержащей в себе посторонних примесей.

По табл. 2 находим, что жирная глина с природной влажностью относится к 4 группе и имеет коэфициент трудности разработки от 1,5 до 1,9.

По табл. 3 для сухих грунтов группа 4 имеет поправочный коэфициент от 1,4 до 1,6.

Наименьший коэфициент трудности разработки сухой жирной глины будет равен: $1,5 \times 1,4 = 2,1$, а наибольший—$1,9 \times 1,6 = 3,04$.

Как видим, коэфициент трудности разработки колеблется в довольно широких пределах. Это объясняется различием качеств глин, взятых в разных местах.

Уточнение коэфициента для каждого месторождения может быть сделано только опытным путем.

4.

...ная классификация грунтов.

	Название группы	Какие грунты следует относить к данной группе	№№ групп грунтов по подробной классификации	Средний вес 1 куб. м в т
I	Легкие грунты	Пески, супески, растительный слой, чернозем и т. п. с незначительными примесями щебня, гравия (до 10%) и вообще таких грунтов, которые требуют не отбойки, в строгом смысле, а лишь передвижения отдельных их частей	1, 2, 3а	1550
II	Средние „	Суглинки, жирные глины, гравий, торф, мелкий строительный мусор, а также легкие грунты с большой примесью щебня, корней (до 50%), поддающиеся усилиям лопатной работы	3б, 4, 5	1750
III	Тяжелые „	Опоки, мергель, сланцевые и тяжелые глины, слежавшийся строительный мусор, глины и суглинки сухие или с большой примесью щебня, корней (до 50%), а также все грунты, не поддающиеся лопатной работе, а требующие кайловой работы	6, 7	1950
IV	Мерзлые „	Легкие и средние грунты в мерзлом состоянии, а также породы, требующие применения клиновой, кирковой или взрывной работы	Все предыдущие группы и 8, 9, 10	1600—2000 в зависимости от рода мерзлого грунта

5. УГОЛ ЕСТЕСТВЕННОГО ОТКОСА

Все породы в их естественном состоянии обладают свойством образовывать откосы, наклоненные к горизонту под определенным для каждой породы углом φ (рис. 6), называемым *углом естественного откоса*.

Величина угла естественного откоса в зависимости от строения породы колеблется в пределах от 0 до 90°, а в исключительных случаях и больше. Так породы плотного, массивного сложения часто кончаются отвесными обрывами, держащимися в течение столетий. Пройденные в таких породах искусственные выемки также могут прочно держаться с отвесными стенками, если высота их не превосходит некоторого предела. Разложенные породы (плывуны), которые обладают свойствами, близкими свойствам жидких тел, совершенно неспособны держаться в откосе и,

будучи взяты на лопату, растекаются по ней. У таких пород угол естественного откоса равен 0°.

Все же другие породы в зависимости от своих качеств, а некоторые и от степени влажности способны образовывать угол естественного откоса обычно между 0° и 90°.

Согласно существующих в настоящее время взглядов, способность пород образовывать откосы обусловливается наличием двух сил: *трения и сцепления.*

Для того чтобы яснее разделить влияние этих двух сил, предположим, что сцепления не существует, а есть одно только трение. Тогда порода обратится в массу отдельных частиц, удерживаемых в равновесии только силой трения, т. е. станет *сыпучим телом*, которое, как известно, не может держаться в вертикальном откосе, если оно ничем не поддержано. На самом же деле мы знаем, что различные грунты могут держаться в свободном вертикальном откосе, хотя бы при небольшой высоте его и при наличии известной степени влажности. Это и указывает на наличие, помимо силы трения, какой-то второй силы, которую мы и называем силой сцепления.

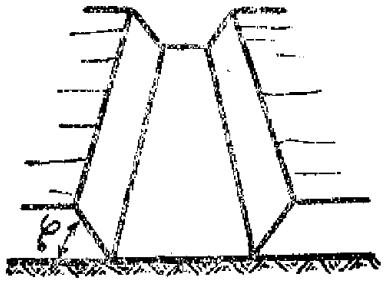


Рис. 6.

Благодаря наличию этих двух сил частицы породы могут держаться в наклонном откосе, но лишь до известных пределов крутизны его, при превышении которой происходит сползание откоса по некоторой более пологой поверхности, называемой *поверхностью скольжения*. Последняя имеет очертание вогнутой кривой поверхности с почти вертикальной верхней ветвью. Но для теоретических расчетов принимается, что поверхность скольжения представляет собой плоскость, наклоненную к горизонту под некоторым постоянным углом.

Прежде чем перейти к дальнейшему изложению, напомним некоторые положения механики.

Трение между твердыми телами проявляется в виде сопротивления движению как при скольжении тел одного по другому, так и при катании.

Сила трения пропорциональна давлению, перпендикулярному к поверхности скольжения, но не зависит от размеров самой поверхности.

Коэфициент пропорциональности называется *коэфициентом трения* и представляет собой отвлеченное число коэфициент трения обыкновенно в технической литературе обозначается буквой f. Угол φ, тангенс которого равен коэфициенту трения f, называется *углом трения*, т. е.

(1) $$f = \operatorname{tg} \varphi.$$

Если обозначим буквою N давление, перпендикулярное плоскости, то сила трения

(2) $$M = Nf.$$

Сцепление представляет собой притяжение между частицами тела.

В отличие от трения сцепление предполагается пропорциональным размерам поверхности скольжения, но не зависящим от давления на нее.

Если обозначим буквою c — силу сцепления на единицу поверхности, а буквою q — величину самой поверхности, то сила сцепления

(3) $$L = cq.$$

Если мы имеем массу с очертанием ABC (рис. 7) и в ней поверхность скольжения, ограниченную линией AC, наклонной к горизонту под углом γ, то призму ABC стремится сдвинуть по поверхности скольжения та составляющая собственного веса призмы, которая направлена параллельно AC. Обозначим эту составляющую буквою P. Другая составляющая N от собственного веса g призмы, перпендикулярная к AC, вызывает проявление силы трения, которая направлена прямо противоположно P и равна Nf, где f—коэфициент трения. Помимо того скольжению будет сопротивляться сила сцепления, направленная также прямо противоположно P и равная lc, где l есть длина AC (ширина равна единице), а c—сила сцепления на единицу поверхности. Таким образом вся сила Q, сопротивляющаяся скольжению массы ABC и прямо противоположная силе P, равна

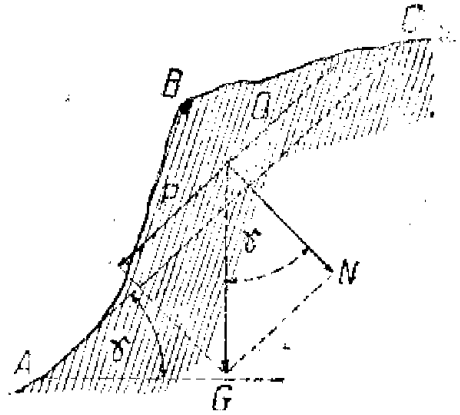


Рис. 7.

(4) $$Nf + lc = Q$$

Очевидно, что для равновесия земляной массы необходимо соблюдение условия

(5) $$Q \geqq P$$

или

$$\frac{Q}{P} = 1.$$

Подставляя в выражение (5) вместо Q его значение из выражения (4), будем иметь

(6) $$Nf + lc \geqq P.$$

Предположив, что порода не обладает сцеплением и следовательно в формуле (6) член $lc = 0$, мы получим выражение

(7) $$Nf \geqq P.$$

Откуда

(8) $$f = \frac{P}{N}.$$

Но так как $P = G\sin\gamma$ и $N = G\cos\gamma$, где G — вес призмы ABC, то

(9) $$f = \frac{G\sin\gamma}{G\cos\gamma} = \operatorname{tg}\gamma$$

Имея в виду, что коэфициент трения $f = \operatorname{tg}\varphi$, т. е. тангенсу угла трения, получаем крайний предел равновесия при $f = \operatorname{tg}\varphi$.

Другими словами *в земляной массе, вовсе не обладающей сцеплением, угол откоса не должен превышать угла трения, который и называется углом естественного откоса.*

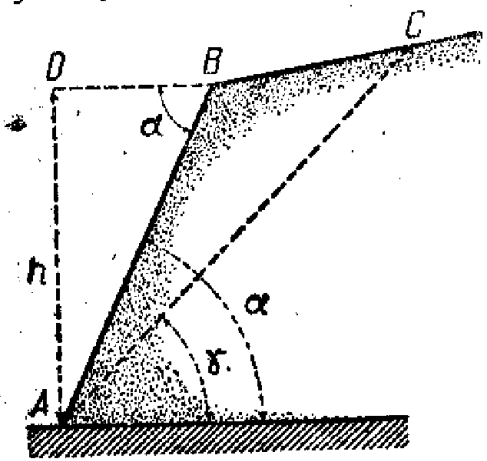


Рис. 8.

Вернемся опять к грунту, обладающему и трением и сцеплением. Предположим, что вес кубической единицы грунта равен g, угол наклона поверхности скольжения γ, площадь треугольника ABC равна F и угол наклона откоса AB к горизонту равен α (рис. 8), а угол естественного откоса φ.

Уравнение равновесия будет

(10) $$Fg\sin\gamma = fFg\cos\gamma + cl.$$

Деля уравнение на g и обозначая величину $\frac{c}{g}$ через c^1, будем иметь

(11) $$F\sin\gamma - fF\cos\gamma - c'l = 0.$$

Подставляя вместо f его значение $\operatorname{tg}\varphi = \frac{\sin\varphi}{\cos\varphi}$, получаем

(12) $$F(\sin\gamma\cos\varphi - \cos\gamma\sin\varphi) - c'l\cos\varphi = 0$$

или

(13) $$F\sin(\gamma - \varphi) - c'l\cos\varphi = 0.$$

Обозначим теперь сторону AB треугольника ABC, т. е. длину откоса, через k; тогда

(14) $$F = k\sin(\alpha - \gamma)\,\frac{l}{2}.$$

Подставляя в формулу (13) вместо F его значение по формуле (14), получаем

$$k\sin(\alpha - \gamma)\sin(\gamma - \varphi)\,\frac{l}{2} - c'l\cos\varphi = 0$$

или

(15) $$k\sin(\alpha - \gamma)\sin(\gamma - \varphi) = 2c'\cos\varphi.$$

Откуда определяем

(16) $$c' = \frac{k\sin(\alpha - \gamma)\sin(\gamma - \varphi)}{2\cos\varphi}.$$

Чтобы определить наибольшее значение γ, приравниваем первую производную последнего уравнения нулю:

$$\frac{dc'}{d\gamma} = k\left[\sin(\alpha - \gamma)\cos(\gamma - \varphi) - \cos(\alpha - \gamma)\sin(\gamma - \varphi)\right] = 0$$

или

(17) $$\sin(\alpha - \gamma - \gamma + \varphi) = \sin(\alpha + \varphi - 2\gamma) = 0.$$

Отсюда

$$2\gamma = \alpha + \varphi$$

или

(18) $$\gamma = \frac{\alpha + \varphi}{2}.$$

Таким образом мы пришли к выводу, что

наклон поверхности скольжения к горизонту делит пополам угол, образуемый фактическим и естественным откосом.

Теперь мы можем перейти к теоретическому определению силы сцепления. Выше мы нашли [формула (16)], что

$$c' = \frac{k\sin(\alpha - \gamma)\sin(\gamma - \varphi)}{2\cos\varphi}.$$

Подставляя вместо γ его наибольшее значение, т. е.

$$\gamma = \frac{\alpha + \varphi}{2},$$

получим

(19) $$c'_{\max} = \frac{k\sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi}{2}\right)}{2\cos\varphi}$$

Если обозначим высоту откоса через h, то (из треугольника ABD)

(20) $$k = \frac{h}{\sin\alpha},$$

и тогда

$$c'_{max} = \frac{h \sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi}{2}\right)}{2 \sin \alpha \cos \varphi} \quad (21)$$

Отсюда

$$h = \frac{2 c' \sin \alpha \cos \varphi}{\sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi}{2}\right)} \quad (22)$$

Задаваясь углом $\alpha = 90°$, т. е. таким, при котором откос становится вертикальным, получаем

$$h_0 = \frac{2 c' \cos \varphi}{\sin^2\left(45 - \frac{\varphi}{2}\right)} \quad (23)$$

Величина h_0, так называемая *высота свободного стояния*, может быть найдена опытом и равна для каждого грунта той предельной высоте, при которой он может сохранить вертикальный откос. Найдя таким путем h_0, имеем [из формулы (21)]

$$c' = \frac{h_0 \sin^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)}{2 \cos \varphi} \quad (24)$$

Подставляя эту величину в выражение (22) для h, имеем

$$h = \frac{h_0 \sin^2\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)}{\sin^2\left(\frac{\alpha - \varphi}{2}\right)} \quad (25)$$

Итак мы получили выражение, показывающее зависимость между высотой откоса h и углом наклона откоса α. Действительно для всякого грунта h_0 и φ постоянны, а зависимость между h и α выразится *параболой*, так как выражение (25) представляет собой уравнение параболы.

Другими словами

с увеличением высоты увеличивается потребная пологость откоса, причем это увеличение пологости растет в параболической постепенности

Зная формулу для h, мы можем построить или прямолинейные откосы разной пологости для разных высот (рис. 9), или по кривой постепенно уполаживающейся книзу (рис. 10).

Рис. 9.

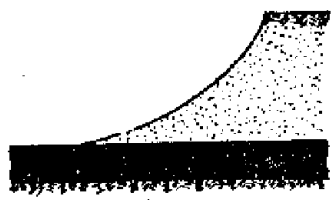


Рис. 10.

Так как мы вели наш расчет в предположении наименьшего или иначе *мгновенного* равновесия, то необходимо для получения *устойчивого равновесия* брать известный коэфициент запаса, т. е. и f и c в предыдущей формуле уменьшить раза в 1,5 или же соответственно уменьшить получаемый в результате угол α.

Разные авторы дают разные значения величины φ и c. Ниже приводим наиболее распространенную таблицу Виклера.

Таблица 5.

Грунт	Удельный вес	Угол трения, в градусах (φ)	Сцепление кг на кв. м (c)	h_0 в метр.
Торф	0,5 — 0,8	14 — 15	—	—
Мелкий песок	1,3 — 1,8	30 — 40	0 — 100	0 — 0,3
Крупный песок, гравий	1,5 — 2,0	32 — 38	0 — 200	0 — 0,6
Дерновая земля	1,3 — 1,9	30 — 40	0 — 500	0 — 2
Галька, щебень	1,7 — 2,2	32 — 42	0 — 3000	0 — 10
Глина, суглинок сухие	1,5 — 2,1	30 — 42	0 — 1200	0 — 5
То же, сырые	1,6 — 2,2	10 — 30	0 — 900	0 — 2
Рваный камень	1,3 — 2,3	42 — 48	0 — 1300	0 — 3
Цельная скала	2,0 — 2,9	42 — 48	150000 — 1600000	450 — 8000

Параллельно в таблице 6 приводим цифры Отт и цифры, принятые в нашем Своде производственных строительных норм, а в таблице 7 цифры из справочника Hütte.

Таблица 6.

Грунт	По Отт				Свод произв. строит. норм
	Вес 1 куб. м, в кг	Угол трения φ	Сила сцепления (с) кг/м²	Высота h_0 в метр.	φ — при природной влажности
Мелкий песок	1500	35°	50	0,15	35
Крупный песок	1700	35°	100	0,30	35
Насыпная земля	1600	35°	250	2,00	35
Галька	1900	38°	1500	5,00	40
Сухая глина	1800	35°	600	3,00	35
Глина мокрая	1900	20°	400	1,00	—
Ломкие породы	1950	45°	40000	300,00	—
Крепкая скала	2400	45°	80000	4000,00	—

Сила трения зависит от разных факторов: она выражается, как указывалось выше, величиной Nf, и следовательно на нее прежде всего влияет нормальная составляющая давления N на породу в данной точке (а давление зависит от глубины залегания); затем, коэфициент f или $\operatorname{tg} \varphi$, который меняется как от химической, так и от физической консистенции породы, а равно и от степени влажности.

Само по себе трение между частицами, или, как говорят, *внутреннее трение*, играет преобладающую роль в породах, ближе всего подходящих

к чисто сыпучим, и гораздо менее важно в породах чисто глинистых; для смешанных пород (например смесь глины и песка) относительное значение силы трения будет очевидно изменяться соответственно составу ее.

Таблица 7.

Средние значения, приведенные в Hütte (т. III, 1926 г., стр. 233).

Грунт	Вес 1 куб. м в кг	Угол трения φ
Насыпная земля	1400	35° до 40°
Насыпная земля естественной сырости	1600	45
Насыпная земля, насыщенная водой	1800	27
Песок сухой	1580—1650	30 — 35
„ естеств. сырости	1800	40
„ насыщенный водой	2000	25
Глинистый грунт сухой	1500	40 — 45
„ „ мокрый	1900	20 — 25
Глинозем сухой	1600	40 — 50
„ мокрый	2000	20 — 25
Гравий сухой	1800—1850	35 — 40
„ мокрый	1860	25
Галька граненая	1800	45
„ круглая	1800	30
Газовый уголь	900	45 — 50
Вода	1000	0°

Совершенно ничтожную роль трение играет в скалистых породах, поскольку они представляют собой цельную массу (сравни данные для песка и цельной скалы в табл. 5). Только в разрушенной скале трение между отдельными кусками становится на первый план.

Из всего вышеизложенного видно, что *сила трения является величиной переменной и зависит от крупности зерен, увеличиваясь с увеличением их, а затем и от влажности*. Определение влияния последней даже для столь простой породы, как чистый кварцевый песок, вовсе не так легко, потому что присутствие влаги с одной стороны понижает коэфициент трения (действуя как смазка), но зато с другой стороны вызывает сцепление между отдельными частицами.

Все сказанное выше заставляет нас признать, что для определения коэфициента трения в разных породах и при разной степени их влажности мы имеем еще весьма недостаточные данные, но все же *теоретически* влияние трения на равновесие земляных масс устанавливается довольно правильно выведенными выше формулами.

Несравненно сложнее обстоит дело с силами сцепления. Мы видели, что существующая теория признает во всех породах, обладающих сцеплением, одинаковую и притом линейную зависимость от длины откоса (член в формуле cl). На самом же деле *функциональная зависимость* силы сцепления будет различной в различных грунтах, которые в данном отношении необходимо разделить на несколько категорий.

Для того чтобы подобное деление, важное в техническом отношении, соответствовало и геологическим признакам, приводим в табл. 8 классификацию, сформулированную акад. А. П. Павловым.

Таблица 8.

Сжимаемость	Группа	Подгруппа	Характеристика: Группы	Характеристика: Подгруппы	Типовые породы
Несжимаемые	*A*		*Нерушеные* (плотные породы; сюда же относятся обломочные, вновь сцементированные).		Массивно-кристаллические породы (граниты, диориты и т. д.), сланцы, песчаники, мраморы, известняки, мергеля, глубокозалегающие твердые глины, плотная ледниковая морена.
Несжимаемые	*B*		*Рушеные* (раздробленные породы группы *A* и обломочные несцементированные).		
		B_1		Рушеные несжимаемые.	Пески, гравий, галька, щебень, рваный или раздробленный камень.
		B_2		Рушеные сжимаемые.	Выветрившаяся глина, глина осыпей, искусственно-разрыхленная глина.
Сжимаемые	*C*		*Поверхностные землистые нерушеные*; сюда же относятся грунты группы B_2, подвергающиеся последующему уплотнению.		Аллювиальные и делювиальные глины и суглинки, глины слежавшихся насыпей, растительные грунты.

Нерушеные породы группы А, как видно из таблицы, полностью называются несжимаемыми, и оба эти названия могут быть отнесены каменным породам, поскольку последние не являются раздробленными или измельченными. *Все породы этой группы обладают высокой силой сцепления.* В дальнейшем мы будем применять к ним название *несжимаемые нерушеные породы.*

Из остальных пород один общий признак сжимаемости относится породам подгруппы B_2 и группы С, обладающим более или менее значительной силой сцепления, а так как указанный признак является важнейшим в техническом отношении, то в дальнейшем мы условимся называть их *сжимаемыми породами* без дальнейших подразделений.

Наконец породы подгруппы B_1 характерны тем, что вовсе не обладают силой сцепления. Их мы будем именовать *породами рушеными несжимаемыми.*

Необходимо отметить, что между указанными категориями пород существуют известные переходные ступени, благодаря которым встречаются породы, не обладающие столь ясно выраженными признаками сжимаемости или сплотненности, как типовые породы выше перечисленных категорий. Таковы например переходы от поверхностных сжимаемых глин к несжимаемым глубинным, от мергелистых глин к мергелям, от тощих суглинков к мелким пескам (супески) и т. п.

В сжимаемых породах, наиболее типичным образцом которых служит глина, *сила сцепления зависит как от присутствия влаги, так и от давления.*

Наличие влаги абсолютно необходимо для проявления силы сцепления в сжимаемых породах, и в природе химически свободная вода содержится даже в совершенно сухих на вид породах описываемой категории. *Для каждой сжимаемой породы существует определенное процентное содержание влаги, при которой она при данном давлении получает максимальную силу сцепления.* Понижение этого процента почти не влияет на силу сцепления до того предела, при котором начинается растрескивание породы, т. е. когда она теряет свою пластичность. *Повышение влаги понижает сцепление сперва медленно, а потом очень быстро до тех пор, пока порода не обратится в грязь или ил, т. е. пока не перейдет в полужидкое состояние.*

С другой стороны, *при данной степени влажности сила сцепления возрастает с увеличением давления.*

На этом именно свойстве силы сцепления основаны всякого рода меры для уплотнения земли, т. е. трамбование, укатка и прессование, которому подвергаются кирпичи и другие изделия из землистых материалов. Особенно важно то, что *сила сцепления остается повышенной и тогда, когда действие уплотняющего усилия прекратилось.* Этим свойством объясняются некоторые особенности устойчивости откосов выемок и насыпей.

Таким образом если мы пожелаем выразить силу сцепления в сжимаемых породах помощью формулы вида cl, то величина c будет отнюдь не постоянной для данной породы, а зависящей от l (или от h, так как длина откоса зависит от высоты), так что истинный вид формулы будет $lf(l)$.

Каков вид функции $f(l)$, — нам пока неизвестно, тем более что он будет меняться в зависимости от степени влажности.

Но эта последняя в свою очередь зависит в известной степени от размеров давления, что нетрудно видеть из следующего.

Если мы начнем сжимать какую-либо породу, то в течение некоторого времени сцепление возрастает, причем одновременно происходит вытеснение избыточного количества влаги, содержащейся в породе. В конце концов, при значительной насыщенности породы водой и повышении давления до известных пределов, вода из связанной физически с породой становится свободной. При этом неизбежно произойдет смачивание промежутков между отдельными частицами, хотя последние сами по себе станут более сухими. Поэтому если не обеспечить заранее сток избыточной воды из сжимаемой породы, то трение и сцепление между частицами будут уменьшаться до тех пор, пока порода не обратится в полужидкое или во всяком случае близкое к нему состояние. Дальнейшее приложение давления при возрастании его вытесняет свободную воду из междучастичных промежутков и тем самым снова повышает сцепление, но при этом земляная масса, занимающая данную площадь, растекается и уплотнению подвергается только та часть породы, которая останется в пределах площадки, подверженной давлению.

Как видно из сказанного, вид функции $f(l)$ весьма сложен, и при современном состоянии наших знаний не поддается сколько-нибудь точному определению, а без этого всякая теория оказывается оторванной от практики, потому что в действительности сжимаемые породы всегда насыщены влагой в различной степени и давление на них есть величина переменная, зависящая не только от толщины вышележащих слоев породы, но и от распределения усилий в последних. Таким образом *для пород сжимаемых принятое ныне теоретическое определение силы сцепления явно несостоятельно.*

Перейдем теперь к породам *несжимаемым нерушеным*, т. е. к каменным и близким к ним породам, которые могут быть очень хрупки или очень тверды, но во всяком случае от давления на них могут только раздробиться, а отнюдь не сжиматься.

Здесь сила сцепления не зависит от давления, но кроме того характерным отличием силы сцепления, развивающейся в несжимаемых нерушеных породах, от такой же силы в породах сжимаемых служит ее *независимость от присутствия воды.* Последняя в свободном виде может встречаться как в трещинах, так и в порах породы; она может оказывать самое сильное химическое воздействие на породу, может механически разрушать ее (например при замерзании в порах камня), но в первом случае происходит превращение одной породы в другую, обладающую уже совершенно иными свойствами, а во втором — вода действует так же, как любой механически разрушающий фактор.

Только в тех каменных породах, которые содержат большой процент сжимаемых или растворимых в воде веществ (например глины, гипсы), пропитывание водой сильно *понижает* силу сцепления, причем восстановление последней путем повышенного давления *не может иметь места.*

Таким образом к несжимаемым нерушеным грунтам выражение cl для силы сцепления может относиться полностью, *поскольку речь идет об одном слое.* Величина c будет одинакова в пределах данного слоя независимо от присутствия воды, но в смежном слое той же породы она может измениться, если он будет различен по консистенции и химическому составу. Только *в подгруппе пород, насыщаемых водой, величина c будет меняться в зависимости от количества насыщающей влаги.*

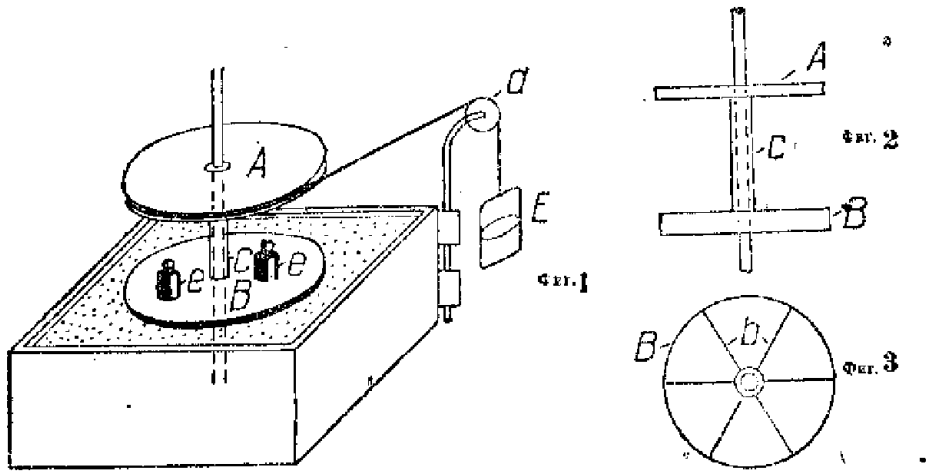
Наконец в *породах несжимаемых рушеных* (валуны, рваный камень, щебень, гравий, галька, песок) сила сцепления равна нулю. Только *в песке присутствие влаги вызывает некоторую силу сцепления, причем с возрастанием влажности эта сила уменьшается, доходя в пределе до силы сцепления воды.* Благодаря присутствию глинистых и иловатых частиц сцепление может иногда достигнуть даже довольно значительных размеров, но зато именно в данном случае очень *быстрое уменьшение коэфициента трения от насыщения водой весьма ограничивает тот процент влаги, который оказывается полезным для практических целей.*

Благодаря тому, что к категории несжимаемых рушеных пород относятся лишь те, в которых различные примеси не заполняют всех промежутков между отдельными кусками или зернами, и благодаря несжимаемости последних повышение силы сцепления от повышения давления может иметь здесь место только при очень значительном количестве упомянутых примесей и при очень большом давлении. Поэтому здесь без большой ошибки можно было бы предположить постоянство коэфициента c при всякой высоте с учетом степени влажности, но еще более практически правильным в большинстве случаев является *приравнивание коэ-*

фициента с—нулю. Действительно указанный коэфициент будет выше нуля только в присутствии воды, да и то лишь для пород, состоящих из мелких частиц; но так как эта же вода резко понижает коэфициент трения, играющий здесь главенствующую роль для устойчивости земляной массы, то учет силы сцепления может оказаться прямо нарушающим интересы безопасности в том случае, когда количество воды хотя немного превысит ожидаемое расчетом. *Только там, где абсолютно исключена возможность подобного превышения, допустимо учитывать влияние силы сцепления.*

Все сказанное выше приводит нас к тому выводу, что при современном уровне наших познаний точное определение условий устойчивости земляных масс, обладающих переменной силой сцепления, т. е. всех сжимаемых пород, оказывается для нас непосильным.

После приведенных рассуждений становится понятным, почему за угол естественного откоса принят угол трения без учета сцепления.



Фиг. 1

Фиг. 2

Фиг. 3

Рис. 11.

Только породы, лишенные сцепления, могут поддаться хотя сколько-нибудь точному теоретическому подсчету, а сцепление, в виду крайнего его разнообразия, настолько исключает точность подсчетов, что введение его в расчеты равносильно полному отрицанию последних.

Определение истинного значения φ представляет некоторые затруднения, и существует много способов для определения его.

Укажем на один из способов, предложенный инж. Н. Немиловым (журн. М-ства пут. сообщ., 1913, кн. 9, ст. «К теории сыпучих тел», стр. 139). Прибор для испытания состоит из квадратного ящика $30 \times 30 \times 15$ *см*, выложенного внутри цинком (рис. 11). Посреди дна укреплена вертикальная ось из 12-*мм* железа, длиною 40 *см*. На эту ось надевается трубка C длиною 20 *см* (рис. 11 фиг. 2), на верхнем конце которой прикрепляется горизонтальный деревянный шкив A с канавкой по ободу. Рабочий радиус шкива 67 *мм*; внизу трубка оканчивается открытым снизу жестяным цилиндром B высотой 30 *мм* и диаметром 148 *мм*; вертикальными перегородками b, идущими по радиусам, цилиндр делится на восемь секторов (рис. 11, фиг. 3).

Испытание производится следующим образом.

Ящик наполняется почти до верха исследуемым материалом. Затем на ось одевается трубка C и прижимается книзу так, чтобы вертикальные стенки цилиндра врезались в грунт, а верхнее основание было заподлицо с его поверхностью. После этого на деревянный шкив наматывается веревка, другой конец которой перекидывается через укрепленный на стенке ящика блок d и привязывается к ведерку E, в который насыпается дробь. Путем загружения верхнего основания цилиндра B гирьками e получаем заданное давление на грунт, которое передается ему по плоскости нижнего основания цилиндра на некоторой глубине от поверхности, где грунт это давление может выдерживать, не выпираясь. Трение по боковой поверхности цилиндра легко уничтожить, окружая цилиндр картонным кольцом, образующим с поверхностью цилиндра зазор в 2—3 *мм*.

Пусть общая нагрузка на грунт будет Q. Она слагается из трех величин: 1) веса всей подвижной части прибора C; 2) веса грунта, наполнившего снизу цилиндр; и 3) дополнительного груза из гирь.

Пусть вес ведерка E вместе с тем количеством дроби, которое понадобилось всыпать в него для того, чтобы произошло скольжение грунта по плоскости нижнего основания цилиндра, будет P.

Тогда угол трения грунта по грунту φ определится из уравнения

$$^2/_3 \pi r^3 \frac{Q}{\pi r^2} \operatorname{tg} \varphi = PR$$

или

$$^2/_3 rQ \operatorname{tg} \varphi = PR. \tag{26}$$

Представляя вместо r радиус жестяного цилиндра 74 *мм*, а вместо R радиус шкива 67 *мм*, получим

$$\operatorname{tg} \varphi = 1{,}36 \frac{P}{Q}. \tag{27}$$

Эта формула пригодна для сыпучих тел (не имеющих сцепления между частицами).

В тех же случаях, когда материал имеет собственное сцепление частиц, т. е. постоянное сопротивление скалыванию, $\operatorname{tg} \varphi$ определяется по разностям $P—P_1$ и $Q—Q_1$ при двух разных нагрузках.

§ 9. РАЗРЫХЛЯЕМОСТЬ ПОРОД

Каждая порода в естественном своем состоянии характеризуется *плотностью*, зависящей от объема пустот между отдельными ее частицами. При разработке породы нарушается естественная связанность между частями ее, отчего объем пустот увеличивается, а вследствие этого происходит увеличение объема и всего вынутого тела по сравнению с тем, каков оно занимало до разработки, т. е. когда находилось в *плотном теле*. Такое увеличение объема называется *первоначальным разрыхлением*.

Это разрыхление приходится принимать во внимание при подсчетах объемов ковшей экскаваторов, откаточных сосудов, в которых должна перевозиться добытая порода, и наконец при вычислении объема складов, где должна складываться порода.

Если вынутая и разрыхленная порода будет на складе лежать длительный промежуток времени, то она под влиянием давления вышележа-

щих слоев и под влиянием атмосферных факторов начинает *уплотняться* и вследствие этого уменьшать свой объем.

Уплотнение медленно увеличивается с течением времени и продолжается довольно долго (до трех лет). Но сколько бы времени ни продолжалось уплотнение, порода никогда уже не достигает той плотности и того объема, какие она имела в плотном теле. Этот остаточный прирост объема называется *остаточной разрыхляемостью*.

Величина разрыхления измеряется в процентах от взятого объема в плотном теле и зависит от характера породы.

Ниже приводим таблицу разрыхляемости пород с природной влажностью.

Таблица 9.

Разрыхляемость пород.

Группы пород, согласно табл. 2 классификации	Разрыхляемость в % от объема в плотном теле	
	Первоначальная разрыхляемость	Остаточная разрыхляемость
1	8 — 12	1 — 1,5
2	18 — 22	2,5 — 3
3а	14 — 20	2 — 2,5
3б	20 — 24	3 — 4
4	25 — 27	5 — 6
5	27 — 30	6 — 7
6	30 — 32	7 — 8
7	32 — 35	10 — 15
8	35 — 40	15 — 20
9	40 — 45	20 — 25
10	45 — 50	25 — 30

Жидкий ил или плывуны, обсохшие после выемки, занимают меньший объем, а именно только около 35% от того объема, который и занимают тотчас же после выемки.

Процент остаточного приращения объема в грунтах группы 7—10 зависит от степени измельчения их при разработке.

Если разделить объем, который занимает разрыхленная порода, на объем, который она занимала в плотном теле, то получим *коэфициент разрыхления*.

Коэфициент разрыхления для всех пород за исключением разжиженных больше единицы.

Так жирная глина по табл. 2 принадлежит к 4 группе, а согласно табл. 9 при выемке увеличивает объем на 25—27%. Таким образом 1 *куб. м* в плотном теле такой глины при выемке займет объем

1,25—1,27 *куб. м*. Коэфициент разрыхления жирной глины в зависимости от ее качества будет меняться от 1,25 : 1 = 1,25 до 1,27 : 1 = 1,27. Для уяснения, как следует пользоваться приведенными цифрами разрыхления, приведем несколько примеров.

Пример I. Требуется определить, какой объем займет после выемки крупный песок, если он в плотном теле занимает 125 *куб. м*. По табл. 2 крупный песок относится ко 2 группе и следовательно по данным табл. 9 имеет первичную разрыхляемость от 18 до 22%, т. е. коэфициент разрыхления его меняется от 1,18 до 1,22. Этот коэфициент показывает, что 1 *куб. м* песка в плотном теле при разрыхлении займет 1,18—1,22 *куб. м*. Следовательно 125 *куб. м* займут самое меньшее $125 \times 1{,}18 = 147{,}5$ *куб. м* и самое большее $125 \times 1{,}22 = 152{,}5$ *куб. м*.

Пример II. Определить вес 1 *куб. м* крупного песка в разрыхленном состоянии, если 1 *куб. м* его в плотном теле весит 1,5 *т*.

Полторы тонны крупного песка в плотном теле занимают 1 *куб. м*, а 1 *куб. м* плотного песка в разрыхленном состоянии займет объем 1,18—1,22 *куб. м*. Отсюда вес 1 *куб. м* разрыхленного песка будет в 1,18—1,22 раза меньше, а следовательно вес его максимум будет равен 1,5 : 1,18 = = 1,27 *т* и минимум 1,5 : 1,22 = 1,23 *т*.

Пример III. Крупный песок в разрыхленном состоянии занимает 120 *куб. м*. Определить, какой объем он занимал в плотном теле.

Песок в плотном теле должен занимать объем меньший, чем в разрыхленном состоянии. А поэтому, чтобы определить величину объема в плотном теле, следует объем в разрыхленном состоянии разделить на коэфициент разрыхления, т. е. на 1,18—1,22. Максимальный искомый объем будет 120 : 1,18 = 101,7 *куб. м*, а минимальный 120 : 1,22 = 98,4 *куб. м*.

§ 10. ОТНОШЕНИЕ ПОРОД К ВОДЕ

Все породы в их естественном состоянии имеют большую или меньшую *пористость*, а в связи с этим обладают различной *влагоемкостью и водонепроницаемостью*.

Влагоемкостью (водопоглощаемостью) называется способность породы впитывать и удерживать в себе в большей или меньшей степени поступающую в нее воду.

Влага может поступать в породу: 1) сверху путем просачивания, 2) при непосредственном погружении породы в воду, 3) путем капиллярного всасывания (капиллярная влагоемкость) и 4) путем конденсации паров воды из воздуха (гигроскопическая влагоемкость).

Различают *абсолютную* или *наименьшую*, и *полную* или *наибольшую*, влагоемкость.

Абсолютная влагоемкость есть процентное отношение объемного или весового количества воды, удерживаемое породой в силу капиллярности при ее свободном стоке, к объему или весу самой породы в сухом ее состоянии.

Полная влагоемкость представляет собой процентное отношение весового или объемного количества воды, которое может вместиться во всех имеющихся в породе порах, пустотах и трещинах, к объему или весу породы в сухом ее виде.

Выражать влагоемкость в процентах по весу породы нецелесообразно, так как удельный вес породы различен, а поэтому обычно выражают ее

в процентах к объему. Полная влагоемкость в разрабатываемых слоях может сохраниться только весьма короткое время после выпадения обильного дождя или вообще сильного промачивания породы достаточным количеством воды. Это объясняется тем, что вода, наполняющая все волосные скважины или трубки, образовавшиеся из пустот (пор) между частицами, может удержаться в них только тогда, когда вытекание ее преграждено непроницаемостью нижних слоев или положением уровня грунтовых вод вблизи поверхности. При несуществовании этих условий вода начинает вытекать из трубок, и потому уровень ее понижается до тех пор, пока не установится соответствие ее высоты с диаметром трубок, т. е. останется только абсолютная влагоемкость. *Так как разработки обыкновенно организуются так, чтобы вода имела возможность свободно удаляться из породы, то наибольшее практическое значение имеет абсолютная влагоемкость пород.*

Если из полной влагоемкости породы вычесть ее абсолютную, то получим то количество воды, которое порода при полном ее насыщении может дать самотеком.

Опытные исследования показали:

1. Абсолютная влагоемкость породы тем больше, чем мелкозернистее ее строение.

2. При одинаковой величине частиц наименьшей абсолютной влагоемкостью отличается кварц, наибольшей—торф; меньше чем у торфа, но значительно больше чем у кварца влагоемкость глины (собственно каолина).

3. Известковый песок при прочих равных условиях отличается несколько большей влагоемкостью, чем кварцевый.

4. В грубозернистых грунтах (песок), при наличии подстилающей породы слабо проводящей влагу, влагоемкость значительно повышается и тем больше, чем ближе порода к поверхности.

5. Влагоемкость породы тем меньше, чем выше температура среды, и повышение температуры сказывается тем резче, чем грубее поры.

6. Замерзание понижает влагоемкость, причем это явление имеет переходящий характер для всех тех пород, которые легко могут быть превращены в рассыпчатое состояние (грубозернистые, богатые песком), и длительный характер — для грунтов, склонных к образованию комочков (тонкозернистых, глинистых).

7. Мороз оказывает тем большее влияние, чем больше грунт содержит воды и чем чаще в известных пределах он чередуется с оттаиванием.

8. На величину влагоемкости влияют, наконец, некоторые соли. Так углесоли щелочей понижают влагоемкость, нитраты и хлориды повышают ее, сернокислые же соли оказываются в этом смысле нейтральными.

Водопроницаемостью пород называется способность пород пропускать сквозь себя воду; она измеряется количеством воды, протекающим через сечение породы в единицу времени при определенном давлении.

Водопроницаемость тем больше, чем меньше сопротивление движению воды через массу породы. Поэтому она возрастает с увеличением крупности зерен вследствие увеличения размера пустот между отдельными зернами. Большая водопроницаемость крупнозернистых пород может быть значительно уменьшена смешением с мелкозернистыми породами.

При комковатой (крупчатой) структуре водопропускная способность значительно больше, чем при пылеобразном строении, и в разрыхленной почве уменьшается вместе с уплотнением ее.

Количество просачивающейся воды возрастет вместе с давлением воды, но не прямо пропорционально, а несколько меньше.

Рыхлые грунты, как например песок, гравий, щебень и их смеси, вследствие большого количества пустот между отдельными зернами этих материалов, не задерживают в себе воду. Почти вся вода, попавшая на слой из рыхлого материала, проходит через этот слой, и последний остается некоторое время лишь сырым.

Плотные или пластичные породы, например: глина, ил, растительная земля, в противоположность рыхлым породам, в большей или меньшей степени задерживают в себе воду. В большой степени водопоглощаемостью отличается жирная глина, которая впитывает в себя воду (язык к ней прилипает), при этом она увеличивается в объеме и *пучится. Жирная глина, напитанная водой до отказа, перестает впитывать воду, и вместе с тем она перестает пропускать через себя воду и становится водонепроницаемой.*

Если слой песка (или другого рыхлого грунта) лежит на жирной глине *B* (рис. 29), верхняя поверхность которой вогнута, то поверхностные воды, попадая на песок, проходят через него и задерживаются глиной, скопляясь в вогнутой поверхности, как в сосуде. В этом случае слой песка ниже уровня грунтовых вод будет напитан водой и превратится в разжиженный грунт, который при разработке месторождения создает целый ряд затруднений в работе, и в случае непринятия необходимых мер может повлечь за собой катастрофу.

Водонепроницаемостью глины пользуются для создания водонепроницаемых перемычек, водоемов и канав для отвода воды.

Ил и растительная земля также обладают водопоглощаемостью, но только в меньшей степени, чем глина, но водонепроницаемостью не обладают.

Действительная влажность породы зависит от доступа к ней воды и от влагоемкости породы и может меняться со временем. Вместе с изменением влажности существенно меняются сцепление, трение, а следовательно и способность держаться в откосе.

С увеличением влажности сцепление сначала немного возрастает, затем резко падает. Такое возрастание сцепления при переходе от очень сухого грунта к слегка влажному имеет место в мелкозернистых грунтах: мелком песке, пыли и в особенности в глине. Чем мельче диаметр зерна, тем больше смачиваемая поверхность на единицу объема. Но при дальнейшем возрастании влажности сцепление падает, и грунт теряет способность держаться в откосе. При достижении влажности, близкой к полной влагоемкости, грунт расплывается.

Увеличение влажности понижает также и коэфициент трения породы о породу. Это понижение тем больше, чем меньше величина зерен. Мелкозернистые пески при сильном разжижении имеют очень малый коэфициент трения. Поверхность глины при смачивании водой делается скользкой. *Такое уменьшение трения является иногда причиной скольжения одних наклонных пластов по другим при доступе влаги к разделяющим поверхностям.*

Кроме влияния влажности на величину сцепления и трения, приходится считаться и с явлением усыхания и выпучивания некоторых пород.

Так например глина по мере насыщения водой увеличивается в объеме (пучит); жирная глина увеличивается в два раза и имеет при этом силу, достаточную для разрушения даже каменной подпорной стены. При замерзании глина, пропитанная водой, также увеличивает свой объем и пучится. При оттаивании пучины уменьшаются в объеме и дают резкую осадку.

При высыхании глина дает усадку, причем в жирных глинах усадка больше, чем в тощих. Последствием усадки является появление трещин. Эти трещины нарушают сцепление и прочность откосов выемок.

§ 11. ДОПУСКАЕМЫЕ ДАВЛЕНИЯ НА ГРУНТ

За последнее время при производстве открытых работ стали применять тяжелые машины, с которыми мы познакомились в части II курса «Горные выработки и горные работы». Естественно, что для возможности применения таких машин необходимы подходящие условия для их работы. *Одним из первых условий является достаточная сопротивляемость пород давлению, которое будут производить машины своим весом на подошву выработки.* Поэтому необходимо здесь вкратце напомнить некоторые положения из курса строительного дела.

В отношении устойчивости, т. е. способности сопротивляться нормальному давлению, различают *сжимаемые и несжимаемые* грунты.

Между сжимаемыми грунтами различают:

1) *Хороший грунт*, который сжимается незначительно, как-то: грубый и плотно слежавшийся щебень, галька, твердый мергель, потрескавшаяся скала, плотные суглинки и глины.

2) *Довольно хороший грунт*, более сжимаемый, чем хороший грунт, но его сжимаемость большею частью не вредна для устойчивости строений. К таким грунтам относятся твердый суглинок, сухой, плотно слежавшийся песок и т. п.

3) *Плохой грунт*, не пластичный, но сжимаемый при всяком значительном давлении, причем имеет место в известной мере и неравномерное сжатие. Таковы: мелкий песок, сырые суглинок и глина, чернозем и другие виды растительной почвы и насыпи и т. п.

4) *Очень плохой грунт* или совсем мягкий, большею частью пластичный грунт, при нагрузке неравномерно сжимающийся. К этому классу грунтов могут быть отнесены: торф, болотистый грунт, чернозем, наносный песок и т. п.

Сопротивляемость грунта, кроме его устойчивости, зависит еще:

1) от мощности слоя грунта,

2) от наклона слоя, который может быть причиной сползания,

3) от отсутствия или присутствия воды (почвенной, наружной, стоячей, текучей или бьющейся о берег), которая может размягчать грунт, вымывать его и т. п.,

4) от возможности позднейших вредных изменений в положении слоев (обвалы в соседних подземных выработках).

Приведенная выше классификация по сопротивляемости грунта еще не дает права по внешним признакам грунта относить его к той или другой категории, так как только-что указанные факторы могут изменить качество грунта в худшую сторону. Поэтому

прежде чем решаться запроектировать или установить для работ машину, необходимо произвести соответственные тщательные исследования сопротивляемости грунта давлению.

Ниже приводим таблицу допускаемых давлений на грунт, принятых в строительном искусстве (Hütte, III. 1926, стр. 1920).

Таблица 10.

Допускаемые давления на грунт.

Характер грунта	Допускаемое давление в кг на кв. см
Глинистые и песчаные грунты	
Слабый, пропитанный водой грунт, предохраненный от выпучивания	0,5
Слабый глинистый грунт и мокрый песок	1,0
Влажная глина и мергель, песок, мощностью не менее 1 *м*, защищенные от выпучивания	1,5
Сухие глины и мергель средней плотности, глинистый песок, предохраненные от выпучивания, в слоях мощностью не менее 2 *м*	2,5
Сухие глина и мергель средней плотности, в слоях мощностью не менее 4 *м*	3,5
Сухая плотная слежавшаяся глина, в слоях мощностью не менее 4 *м*	4,5
Очень твердая глина на скалистой подпочве	8,0
Гравелистые грунты	
Песчаный гравий сухой, в слоях мощностью не менее 2 *м*	3,0
Мелкий гравий сухой, хорошо слежавшийся, в слоях мощностью не менее 3 *м*	4,0
Крупный гравий сухой, плотно слежавшийся, в слоях мощностью не менее 4 *м*	5,0
Скалистые грунты	
Очень мягкая скала, которая крошится в руке	2,0
Мягкая скала с временным сопротивлением раздроблению около 130 *кг/кв. см*	5,0
Небольшой твердости скала с временным сопротивлением около 250 *кг/кв см*	10,0
Обыкновенной твердости скала из песчаника или известняка	20,0
Очень твердая скала из гранита, базальта и других пород особой твердости	30,0

§ 12. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Чем характеризуется разжиженный грунт?
2. Какая существует зависимость между силой трения, величиной давления и размерами поверхности?
3. Что представляет собой коэфициент трения?
4. Какой угол называется углом трения?
5. Какая существует зависимость между силой сцепления, величиной давления и размерами поверхности?
6. Какой угол называется углом естественного откоса?
7. Какая существует зависимость между высотой откоса и его пологостью?
8. Опишите приведенный в книге способ определения угла трения.
9. Что представляет собой разрыхляемость пород?
10. Что называется остаточной разрыхляемостью?
11. Что называется коэфициентом разрыхления?
12. Что называется влагоемкостью пород?
13. Что называется водопроницаемостью пород?
14. Какие факторы влияют на величину влагоемкости породы?
15. Какие породы обладают наименьшей водопроницаемостью?

16. Какое влияние оказывает влажность на коэфициент трения и на величину сил сцепления?

17. От каких факторов зависит сопротивляемость грунта производимому на него давлению?

ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЯ

Отмерьте в забое один кубический метр породы, отбейте его тем инструментом, которым нормально производится его добыча. Затем возьмите какой-нибудь ящик, вымерьте его объем и, заполняя ящик отбитой породой, не утрамбовывая ее, определите, какой объем занимает отбитыми вами кубический метр породы в разрыхленном состоянии. После этого взвесьте всю отбитую вами породу (без ящика) и по полученному весу определите вес 1 *куб. м* породы в разрыхленном состоянии.

§ 13. КОНТРОЛЬНЫЕ ЗАДАЧИ

1. Определите коэфициент трудности разработки мокрых легких суглинков.

Ответ: От 0,96 до 1,69.

2. Требуется определить, какой объем займет после выемки жирная глина, если она в плотном теле занимает 2 250 *куб. м*.

Ответ: От 2 812 до 2 857 *куб. м*.

3. Определите вес 1 *куб. м* жирной глины в разрыхленном состоянии, если в плотном теле она весит 1,8 *т*.

Ответ: От 1,44 до 1,415 *т*.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Бернацкий Л. Н.* — Условия устойчивости земляных масс.
2. *Свод производственных строительных норм.* Земляные работы, изд. Госплана 1928.
3. *Терцаги, К.* — Основания механики грунтов, изд. НКПС, Транспечать 1926.

ГЛАВА ТРЕТЬЯ

УСТОЙЧИВОСТЬ ВЫЕМОК

§ 14. ЗАКОНЫ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ

При производстве открытых разработок приходится иметь дело главным образом с выемками, иногда очень глубокими. Выемки же с боков ограничиваются откосами. Поэтому важно знать законы, которым подчиняется устойчивость откосов, и условия, которые должны быть созданы, чтобы получить наибольшую устойчивость их.

Наши знания в этой области так же скудны, как скудны сведения о физических и механических свойствах пород в их естественном состоянии. Однако все же мы сможем сделать кое-какие общие выводы. Выводы эти сжато изложены в книге проф. Л. Н. Бернацкого «Условия устойчивости земляных работ», изд. Транспечать, 1925, из которой мы и заимствуем некоторые места с добавлением необходимых пояснений.

Положение 1.

Форма разрушения откосов (деформация откосов) для пород одинаковой категории (т. е. сжимаемые, несжимаемые или необладающие сцеплением) почти всегда одинакова независимо от размеров деформации (большая или малая), происходит ли она в выемках, насыпях, или нетронутых человеком косогорах.

Если порода сжимаема и обладает достаточным сцеплением, то обычная форма разрушения есть *сплыв*, т. е. сползание вниз более или менее сжиженной массы. Сплыв почти всегда имеет очертание, показанное на рис. 12, из которого видно, что поверхность скольжения представляет собой кривую с почти вертикальной верхней ветвью *ab* и наклонной к горизонту под малым углом — нижней *bc*. Самый сплыв ложится по крайне своеобразной кривой, выпуклой *ed* (в конце, отдаленном от откоса), и вогнутой *dc* (ближе к нему). Очертание поверхности скольжения как будто соответствует теоретической ее кривой, но на самом деле это не так, и можно совершенно определенно сказать на основании наблюдений над происходившими большими и малыми сплывами, что очертание нижней ветви *bc* кривой гораздо положе угла трения, а высота верхней ветви

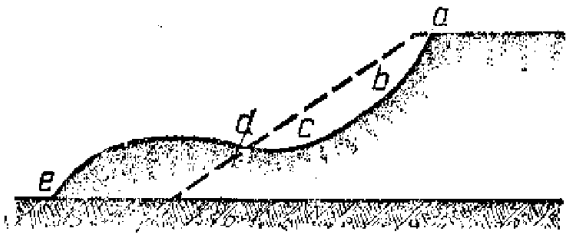


Рис. 12.

ba иногда бывает много больше, чем обычно принимаемая высота верти кального откоса h_0 (см. § 8). Что касается до самого сплыва (кривая *ce*) то его очертания нисколько не подходят к какой бы то ни было теорети ческой кривой и, несомненно объясняются наличием в сплы ве во время движения очен значительных *динамически усилий* и сопротивлени (реакцией) нетронутого гру та, по которому ложитс сплыв.

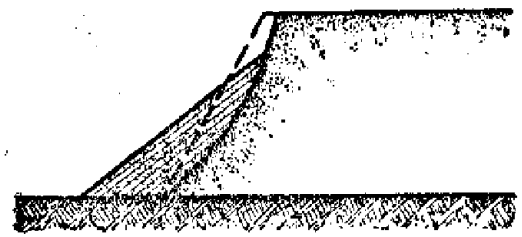


Рис. 13.

Если эти динамически усилия невелики, то форм сдвинувшейся массы буде иная, а именно без выпуклост на конце (рис. 13). Здес мы имеем дело с явлением, которое, в отличие от обыкновенного сплыва можно назвать *отрывом откоса*.

Это явление встречается при малой насыщенности водой оторванны частиц и обыкновенно при малом поперечном скате местности, лежаще ниже подошвы откоса. При последующем насыщении водой оторвавшаяс масса может вновь сдвинуться и принять вид, показанный на рис. 12.

При больших размерах оторвавшейся части мы имеем дело с *оползнем*, форма которого, в зависимости от многих факторов, подходит ближе то к рис. 12, то к рис. 13.

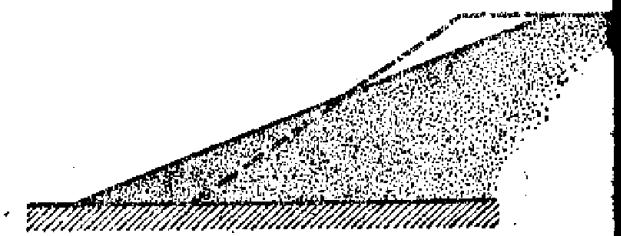


Рис. 14.

Разрушение пород, не обладающих сцеплением, если они сух имеет вид, более или менее соответствующий рис. 14, причем отко осыпавшейся части всегда положе естественного, что объясняется исключ тельно динамическими усилиями.

Рис. 15.

При насыщении таких же пород водой они *расплываются*, и отк принимает вид, показанный на рис. 15.

Полную аналогию с картиной разрушения сухих грунтов, необл дающих сцеплением, представляют собой обрушения, так называем *осыпи* выветрившихся сухих откосов пород, обладающих сцеплени

ак сжимаемых, так и несжимаемых. При выветривании в них утери ется сцепление или между отдельными частицами, или между отдель ыми комьями, а потому указанное явление вполне понятно. При зна ительной насыщенности влагой выветренные породы обрушаются в форме *плыва*, близкой к показанным на рис. 12 или 15 в зависимости от степени цепления между частицами.

Наконец несжимаемые нерушеные грунты, если не касаться выветренного их покрова, деформируются в форме *обвалов*, подходящей ближе к рис. 12 или 13 в зависимости от размеров самого обрушения и отдельных обрушившихся частей. При больших размерах последних и большей высоте падения получаются колоссальные динамические усилия, в результате чего наиболее крупные обломки отлетают очень далеко от подошвы прежнего откоса и образуют там вал, сзади которого откладываются мелкие камни. Очевидно, что общая картина будет различна в зависимости от суммы объемов тех и других. Но очертание поверхности отрыва во всяком случае будет очень немногим отличаться от показанного на рис. 12, и чаще всего будет очерчено по ломаной линией с немногочисленными переломами.

Положение 2.

Внешняя форма обрушения очень сходна при более или менее одинаковом строении откоса, при условии одинаковости основного направления разрушающего усилия.

Этих основных направлений два: *горизонтальное и вертикальное*, причем первое сдвигает в сторону всю земляную массу или часть ее, а второе вдавливает ее вниз или приподнимает кверху (выпучивает).

Все описанные формы деформации откосов вызываются горизонтальными силами, т. е. теми составляющими собственного веса породы и внешней нагрузки (здание, машины), которым противодействуют силы трения и сцепления земляной массы.

Обвалы, оползни часто сопровождаются *выпучиванием* грунта, лежащего ниже разрушенного откоса. При очень больших обрушениях выпучивание нижележащего грунта иногда является следствием вдавливания в землю обрушившихся масс, вызванного не только их тяжестью, но и живой силой в момент удара.

Одинаковость форм разрушения заставляет остановиться на причинах его.

Из всего сказанного § 8 об угле естественного откоса можно вывести следующее положение.

Положение 3.

Основной причиной разрушения является недостаточная пологость откоса.

Однако одною этой причиной нельзя объяснить все явления разрушения и особенно те, в которых деформируются большие массы пород,

далеко лежащие от откосов. Анализируя наблюдения над происходившими обрушениями, мы можем вывести

Положение 4.

Причиной разрушения масс пород, далеко лежащих от откосов, является с д в и ж е н и е породы по основанию, состоящему из другой породы.

В этом случае различают: 1) *сползание слоя по слою*, 2) *сползание пород откоса по сзади расположенному массиву из породы другой консистенции*.

Рассмотрим оба эти случая в отдельности и на основании наших знаний выведем остальные положения.

Сползание слоя по слою. Слоистость является обычной структурой откосов, особенно когда приходится иметь дело с глубокими выемками. Часто замечается даже как-будто с первого взгляда однородном грунте прослаивание его очень тонкими, иногда незаметными для глаз прослойками, которые однако могут вызвать явления, связанные со сползанием слоя по слою.

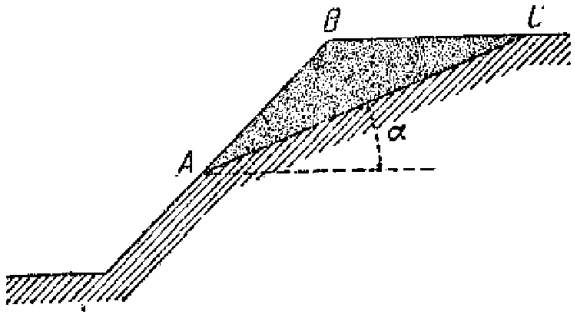


Рис. 16.

Рассмотрим условия равновесия слоистого грунта, ограниченного откосами. На рис. 16 изображен откос, состоящий из двух слоев, плоскость AC соприкосновения которых наклонена к горизонту.

На основании разобранных нами выше условий равновесия масс, находящихся на наклонной плоскости, можем сказать, что верхний слой ABC не будет сползать по поверхности соприкосновения с нижней массой при соблюдении условия.

$$G \sin \alpha \gtrless fG \cos \alpha, \tag{28}$$

где G—вес масс ABC, α—угол наклона поверхности соприкосновения к горизонту, f — коэфициент трения между верхним и нижним слоями.

Из этой формулы находим, что

$$f \gtrless \frac{\sin \alpha}{\cos \alpha}, \text{ т. е. } f \gtrless \operatorname{tg} \alpha.$$

Подставляя вместо коэфициента трения f его значение, равное $\operatorname{tg}\varphi$, где φ есть угол трения, получаем, что масса ABC будет в равновесии, когда

$$\operatorname{tg} \varphi \geqslant \operatorname{tg} \alpha$$

или

$$\varphi \geqslant \alpha. \tag{29}$$

Отсюда вытекает

Положение 5.

Вышележащий слой не проявляет наклонность к сползанию, пока угол трения больше угла, образуемого поверхностью соприкосновения слоев к горизонту.

Из сказанного в §§ 8 и 10 мы видим, что влажность пород уменьшает угол трения φ, а *поэтому для устойчивости откоса при большом угле α наклона поверхности соприкосновения пород, необходимо озаботиться обеспечением сухости плоскости соприкосновения пород*. Эта сухость достигается соответствующей организацией *дренажа*.

Мы рассмотрели сползание всего слоя по нижележащему слою. Этот случай является самым простым и наиболее редким. Чаще всего в практике встречается сползание части слоя, причем происходит разрыв его по какой-то линии CB (рис. 17). В этом случае кроме усилий, находящихся в зависимости от собственного веса верхнего слоя, существенную роль играют и силы сцепления, развивающиеся вдоль линии разрыва BC.

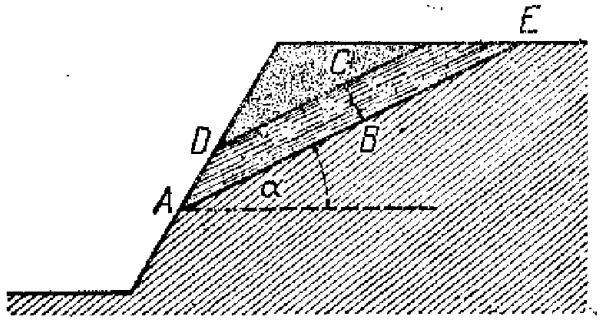


Рис. 17.

Рассмотрим условия равновесия для этого случая. Обозначим вес сползающей части слоя буквою G. Под влиянием этого веса появятся: 1) реакция основания грунта, которая будет направлена перпендикулярно плоскости соприкосновения AE слоев и которую мы обозначим буквою R, и 2) сила трения $Rf = R\operatorname{tg}\varphi$, которая будет препятствовать сползанию слоя, поэтому будет направлена в сторону, противоположную сползанию. Кроме этих сил в месте разрыва слоя, перпендикулярно плоскости разрыва, будет действовать сила сцепления C, которая также будет препятствовать сползанию слоя, и поэтому будет направлена в противоположную сползанию сторону.

На основании законов механики *для равновесия необходимо, чтобы сумма проекций всех действующих сил на горизонтальную и на вертикальную плоскости были равны нулю*. Отсюда мы получаем два уравнения равновесия:

1) На вертикальную плоскость

$$G - R\cos\alpha - R\operatorname{tg}\varphi\sin\alpha = 0.$$

2) На горизонтальную плоскость

$$R\operatorname{tg}\varphi\cos\alpha - R\sin\alpha + C = 0.$$

Из первого уравнения находим, что

$$R = \frac{G}{\cos\alpha + \operatorname{tg}\varphi\sin\alpha}.$$

Подставляя найденное значение R во второе уравнение, получа

$$G\frac{\operatorname{tg}\varphi\cos\alpha-\sin\alpha}{\cos\alpha+\operatorname{tg}\varphi\sin\alpha}+C=0.$$

Но

$$\operatorname{tg}\varphi=\frac{\sin\varphi}{\cos\varphi},$$

а поэтому

$$G\frac{\frac{\sin\varphi}{\cos\varphi}\cos\alpha-\sin\alpha}{\cos\alpha+\frac{\sin\varphi}{\cos\varphi}\sin\alpha}+C=0.$$

Делая соответствующие преобразования, получаем

$$G\frac{\sin\varphi\cos\alpha-\sin\alpha\cos\varphi}{\cos\alpha\cos\varphi+\sin\varphi\sin\alpha}+C=0$$

или

(32) $$G\operatorname{tg}(\varphi-\alpha)+C=0.$$

Вес сползающей части слоя

$$G=wlh,$$

где: w — вес куб. единицы породы.
h — мощность слоя.
l — длина средней линии поперечного сечения сползающей част

Сила сцепления

$$C=hc,$$

где: c — сила сцепления на 1 кв. единицу.
h — длина линии BC, по которой происходит разрыв и которая обы новенно близка к мощности пласта.

Подставляя эти значения в выражение (32) и произведя соответству щие сокращения, получим

(33) $$wl\operatorname{tg}(\varphi-\alpha)+c=0.$$

Это выражение и представляет собой условие равновесия, изображе ное математической формулой. Анализируя эту формулу, мы види что для *обеспечения достаточного запаса устойчивости пород, обладающ небольшим сцеплением, необходимо, чтобы угол* φ *был больше угла* α, т. и в этом случае должно быть соблюдено выведенное выше положен Если это положение не соблюдено, то первый член формулы получа отрицательное значение, и при малых силах сцепления он может оказать больше второго члена, вследствие чего все выражение будет меньше ну т. е. условие равновесия не будет соблюдено, и слой разорвется и сполз

Чтобы не произошло разрушение откоса, в некоторых случа возможна регулировка величины первого члена уменьшением входящ в него величин w и l. Уменьшение величины w достигается осушени пород, при котором вес куб. единицы породы уменьшается. Уменьше же l достигается уполаживанием откоса выше поверхности соприкосно

ния слоев, причем длина AB остается прежней, но длина CD сокращается, а следовательно уменьшается и длина средней линии. Осушение породы, кроме уменьшения веса ее, увеличивает и угол трения φ.

Для пород, обладающих большой силой сцепления, угол α может быть больше φ, но только на такую величину, при которой первый член выражения (33) все же не превысит численное значение второго члена.

Сползание откоса по сзадилежащему массиву пород при их различной консистенции очень часто имеет место в насыпях; в выемках такое сползание происходит, когда откос сильно выветрился, причем процесс выветривания сильнее идет в верхней части откоса, где атмосферные воздействия сказываются резче (рис. 18).

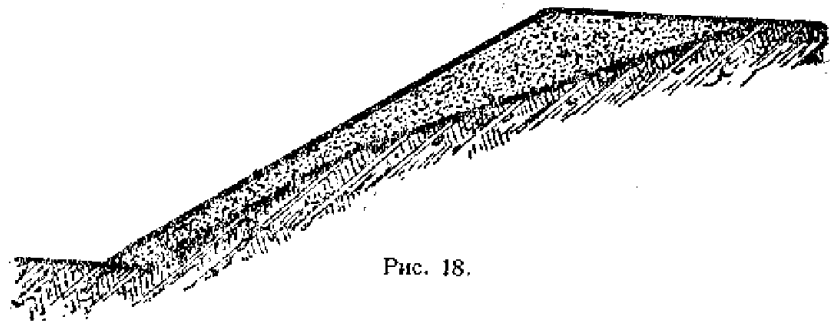


Рис. 18.

Для равновесия откоса и в этом случае необходимо соблюдение положения 5-го, т. е., чтобы

$$\varphi\geq\alpha.$$

§ 15. БЛАГОПРИЯТНЫЕ И НЕБЛАГОПРИЯТНЫЕ УСЛОВИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫЕМОК

Выемка находится в благоприятных условиях равновесия, когда порода, по которой она пройдена, *однородна и суха* и *не подвержена выветриванию*. Последнее обстоятельство имеет большое значение для таких выемок, как откаточные траншеи, которые должны сохраняться длительный срок. Для устойчивости откосов таких выемок необходим достаточно хороший отвод поверхностных вод.

Однако такие условия встречаются лишь при малой глубине выемок, а с увеличением глубины их условия устойчивости обычно ухудшаются вследствие появления слоистости и от грунтовых вод, которые тем больше шансов встретить, чем глубже выемка.

Так как выемки при ведении открытых разработок в настоящее время достигают значительной глубины, необходимо подробнее рассмотреть те условия, которые неблагоприятно влияют на устойчивость откосов выемок, а иногда и подошвы их.

К таким неблагоприятным условиям следует отнести:

1) Присутствие воды, пропитывающей породу.
2) Слоистость пород.
3) Трещиноватость.
4) Выветриваемость.
5) Изменение в физическом и химическом составе.
6) Слабость пород в подошве выемки.

7) Дополнительная нагрузка.

Рассмотрим каждый из этих факторов:

1. Присутствие воды, пропитывающей породу. Оказывают вредное влияние на устойчивость выемок почвенные, грунтовые или поверхностные воды, застаивающиеся вблизи откосов выемки или проникающие вглубь земли по трещинам пород.

В силу каких бы причин и в каком бы малом количестве вода не пропитывала породу, она ухудшает условия устойчивости откосов даже выемки, пройденной в однородной породе. Это ухудшение, как мы уже неоднократно указывали в предыдущих параграфах, сказывается в уменьшении коэфициента трения и сил сцепления. Кроме того, вода, протекая по породе, размывает ее, а замерзая в трещинах, расширяет их, нарушая целость породы.

Поэтому

для увеличения устойчивости откосов необходимо принимать всевозможные меры для отвода воды от выемок.

Методов отвода воды существует несколько. В виду важности для открытых работ этого вопроса изложение его мы выделяем в особый параграф.

2. Слоистость пород. Слоистость пород опасна в тех случаях, когда падение слоев направлено перпендикулярно к оси выемки и когда между слоями может образоваться поверхность скольжения (рис. 19). При этом не требуется ясно выраженной слоистости, а достаточно присутствие тончайших *прослойков иной породы. В силу* химических и физических причин порода прослойков часто оказывается более водопроницаемой, чем основная ее толща, а поэтому по прослойкам образуются поверхности скольжения и притом тем более скользкие, чем больше содержится глины или иных жирных веществ (тальк, хлорит). Точно так же *возможность сползания слоев пород резко различных по составу тем больше, чем жирнее один из них и чем более скользкой может быть поверхность соприкосновения.* В наиболее неблагоприятных условиях в этом отношении находятся: 1) выемки, в которых слои глины или суглинка лежат на мергеле или иных меловых породах или наоборот, так как поверхность соприкосновения между ними при смачивании делается очень скользкой, и 2) выемки, в которых породы некоторых слоев сильнее напитываются водой, чем другие, а поэтому отдельные места выемки имеют усиленную тенденцию к сползанию. Принимая во внимание изложенное,

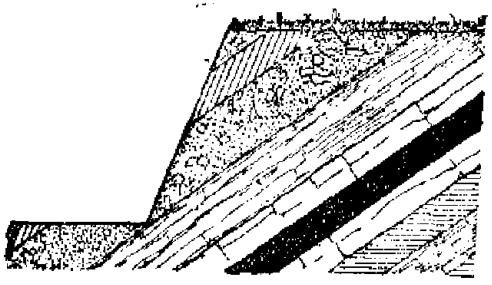


Рис. 19.

надо стремиться, где только возможно, планировать расположение оси выемки так, чтобы слои имели падение от того откоса выемки (рис. 20), который подлежит дальнейшей разработке.

Такое расположение, как было указано в части II книги «Горные выработки и горные работы», удобно и для ведения взрывных работ

При крутом падении, когда угол падения пластов соответствует углу естественного откоса, выемку лучше всего располагать так, чтобы один из откосов ее (на рис. 21 правый откос) совпадал с плоскостью соприкосновения пластов.

3. Трещиноватость. Трещиноватость проявляется или в виде отдельных, *обычно довольно заметных трещин, или в виде системы взаимно* пересекающихся трещин, часто микроскопических. Трещины могут быть *открытые*, т. е. незаполненные породой, и *закрытые*, т. е. заполненные различной породой. Но как те, так и другие нарушают целость массива, облегчают и ускоряют напитывание его водой и содействуют образованию поверхностей скольжения. Если трещины расположены в нижней части откоса выемки и разделяют породу на куски хотя бы и больших размеров, то часто такая порода не в состоянии выдержать давление вышележащих масс, и в откосе появляются *вывалы*, вызывающие обвал всего откоса.

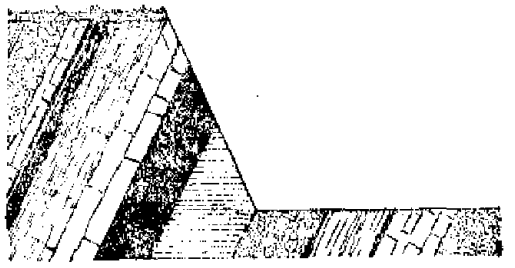


Рис. 20.

Для устойчивости откоса в трещиноватых скальных породах чрезвычайно важно, чтобы крутизна его не превышала наклона трещин к горизонту и чтобы плоскость откоса совпадала с поверхностью крупных трещин.

Наличие заметных на-глаз открытых трещин в откосах выемки, которая должна служить продолжительный срок (главные откаточные траншеи), с течением времени может послужить причиной обвала откосов. Мерой предупреждения в этом случае служит при больших трещинах заполнение их глиной, суглинком с последующей одерновкой поверхности или засыпка их каменной мелочью с заливкой тощим цементным раствором, а при мелких трещинах—цементация грунта под давлением.

Рис. 21.

4. Выветривание. Выветривание при открытых разработках играет роль по отношению к откаточным выемкам, которые обычно служат длительный срок. Если выемка пройдена по породам легко выветривающимся, то по истечении некоторого периода времени выветривание может создать консистенцию откоса, резко отличающуюся от консистенции основной породы, а в результате может произойти более или менее значительное разрушение откоса.

В этом отношении в наихудших условиях оказываются выемки, пройденные в неоднородных породах, если особенно интенсивно выветриваются нижележащие слои. При таком положении вышележащие, хотя бы и прочные, слои оказываются лежащими на ненадежном основании и могут вдавливаться в него, вызывая этим вывалы откоса.

Для предупреждения таких явлений приходится прибегать к защите пород от вредных последствий выветривания.

5. Изменения в химическом и физическом составе пород. При проходке глубоких выемок в сырых местностях происходит сильное понижение грунтовых вод, которое сопровождается растворением и высасыванием частиц породы. Особенно это имеет место там, где грунтовые воды содержат много углекислоты и органических кислот.

При таких условиях понижается сцепление частиц пород, что влечет за собой увеличение пологости откосов.

6. Слабость грунта на дне выемки. Наличие слабости грунта на дне выемки влечет за собой, при наличии значительной нагрузки от бортов выемки, просадку бортов и, как следствие этого, разрушение откосов и выпучивание дна выемки.

7. Дополнительная нагрузка. Дополнительная нагрузка в виде машин, производящих разработку и находящихся вблизи борта выемки, может вредно влиять на устойчивость в том случае, если расстояние между машиной и верхним бортом откоса настолько невелико, что вся дополнительная нагрузка или часть ее находится в пределах *призмы обрушения*.

Под призмой обрушения подразумевается призма, ограниченная откосом с одной стороны, поверхностью скольжения—с другой и поверхностью земли—с третьей. Очевидно, что абсолютно безопасное расстояние дополнительной нагрузки от откоса будет меняться в зависимости от глубины выемки и рода ее пород, а при данной породе—от степени насыщенности ее водой. Так как призма обрушения в достаточной мере не определена, *от возможно лишь в общих чертах* формулировать те правила, которые следует соблюдать для парализования вредного влияния дополнительной нагрузки. Эти правила следующие:

1) Дополнительную нагрузку (добывающие машины) следует отодвигать от борта выемки тем больше, чем глубже выемка.

2) По возможности уменьшать давление от дополнительной нагрузки на 1 кв. единицу поверхности.

3) Где только возможно располагать дополнительную нагрузку со стороны висячего бока выемки и обеспечивать наибольшую сухость его.

4) Обеспечивать отсутствие застоя воды за дополнительной нагрузкой, для чего следует устраивать соответствующие водоотводы (канавы).

§ 16. ОЧЕРТАНИЕ И КРУТИЗНА ОТКОСОВ ВЫЕМОК

В тех случаях, когда при ведении открытых разработок приходится долгое время содержать глубокую выемку (откаточная траншея), чтобы она была устойчива, откосам ее необходимо придать соответствующее устойчивое очертание. Таким устойчивым очертанием для выемок, пройденных в совершенно однородном грунте, обладающим сцеплением и сжимаемым, теоретическое очертание откоса должно было бы быть по *вогнутой кривой линии или ступенчатое*.

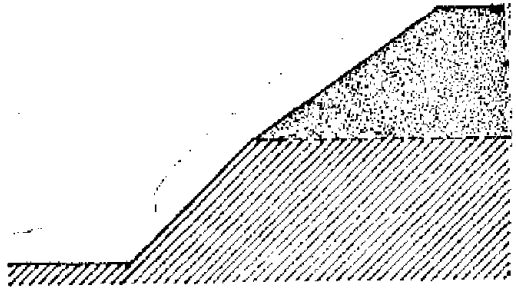


Рис. 22.

Очертание откоса по вогнутой кривой на практике из-за экономии обделки откоса обычно заменяется очертанием по прямой линии, которая соединяет верхнюю и нижнюю точки теоретической вогнутой линии.

Для выемок, пройденных в породах, не имеющих сцепления, наилучшим с практической и теоретической стороны является очертание откоса по прямой линии. При наличии выветрелости пород верхней части откоса или наличии мало устойчивых пород верхнюю часть откоса делают более пологой (рис. 22), и откос принимает вид *выпуклой ломаной линии*.

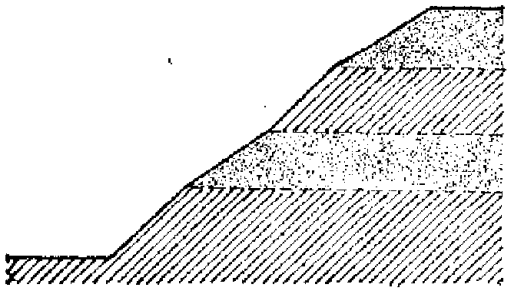


Рис. 23.

Если откос состоит из напластованных разнородных пород, то форму, при незначительной глубине выемки, лучше всего делать очертанием откоса по прямой линии, причем крутизну его выбирать по наиболее слабой породе. Однако такое очертание откоса при большой глубине выемки может быть невыгодно, так как требует снятия лишнего количества земляных масс, а поэтому для экономии в этом случае откос можно делать по *ломаной линии*, меняющей уклон соответственно плотности горных пород (рис. 23).

§ 17. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Зависит ли форма разрушения откосов, состоящих из пород одной и той же категории, от величины самого разрушения?
2. Какие формы разрушений откосов вы знаете?
3. Что является основной причиной разрушения откосов?
4. Что является причиной разрушения масс, далеко лежащих от откосов?
5. Какое условие должно быть соблюдено, чтобы предотвратить сползание слоя по слою или слоя по сзади лежащему массиву пород?
6. Какие факторы неблагоприятно влияют на устойчивость выемок?
7. Какое направление падения слоев (от откоса или к откосу) способствует устойчивости откоса?
8. Опишите влияние трещиноватости на устойчивость откоса.
9. Какими поверхностями ограничивается призма обрушения откоса?
10. Какое очертание следует придать откосу глубокой выемки, если он состоит из разнородных пород?

ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЯ

1. Зарисуйте строение откосов выемок, имеющихся на вашем карьере. Зарисовка должна быть сделана как вдоль откоса выемки, так и в поперечном разрезе, в характерных по строению пород местах выемки. При построении поперечного разреза выемки обратить внимание на форму откоса.

2. На сделанных вами поперечных разрезах вычертите пунктиром ту форму откоса, которую следовало бы придать откосу на основании данных, изложенных в настоящем курсе. Если получатся значительные отклонения от действительного положения откоса, попытайтесь уяснить причину их и сообразите, увеличивают ли эти отклонения устойчивость выемки или, наоборот, уменьшают ее.

3. Опишите случаи имевшихся на вашем карьере обвалов откосов. Описание должно содержать геологическую характеристику пород в откосе и в почве выемки, их взаимное расположение, расположение дополнительных нагрузок, указание на время года, когда произошел обвал, и состояние породы в дни, предшествовавшие обвалу. К описанию должны быть сделаны эскизы формы откоса до обвала и после обвала.

ЛИТЕРАТУРА

Бернацкий, Л. Н.— Условия устойчивости земляных масс.

ГЛАВА ЧЕТВЕРТАЯ

ИЗЫСКАТЕЛЬСКИЕ РАБОТЫ

§ 18. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Из изложенного в предыдущих двух главах видно, что для правильного ведения открытых разработок чрезвычайно важно знать возможно подробнее все условия залегания полезного ископаемого и вмещающих его пород. Эти знания приобретаются путем производства ряда изыскательских работ, которые должны быть выполнены ранее составления проекта самих разработок.

К таким изыскательским работам относится:

1) производство промышленной разведки месторождения,

2) изучение гидрогеологии местности,

3) изучение механических свойств полезного ископаемого и окружающих его пород.

Промышленная разведка должна установить:

1. Форму месторождения (пласт, жила, шток, направление простирания и угол падения).

2. Размеры месторождения (длину, ширину и мощность).

3. Производительность 1 *кв. м* поверхности месторождения или содержание полезного ископаемого в единице объема залежи.

4. Запасы полезного ископаемого до определенной глубины на предполагаемом к разработке участке.

5. Строение тела залежи.

6. Распределение полезного ископаемого в месторождении.

7. Качество полезного ископаемого.

8. Количество и распределение в месторождении вредных спутников.

9. Места вздутий и утонения тела полезного ископаемого.

10. Геологическую характеристику как перекрывающих, так и подстилающих полезное ископаемое пород.

11. Мощность и падение каждого пласта пород, перекрывающих полезное ископаемое.

12. Дать возможно точную картину рельефа поверхности кровли и почвы полезного ископаемого.

Гидрогеологические изыскания должны дать:

1. Характер и число горизонтов грунтовых вод.

2. Направление течения грунтовых вод.

3. Величину притока воды по каждому горизонту грунтовых вод.

Изучение механических свойств полезного ископаемого и вмещающих его пород должно дать исчерпывающие ответы на все вопросы, разобранные нами при изучении свойств пород.

На основании результатов изучения и должны быть взяты при проектировании или производстве работ:

1) Степень добываемости.

2) Угол естественного откоса.

3) Разрыхляемость пород.
4) Отношение пород к воде.
5) Допускаемое давление на породу.

Кроме перечисленных изысканий, необходимо собрать за возможно больший период времени следующие *метеорологические сведения*:

1) количество атмосферных осадков по месяцам,
2) средние месячные температуры,
3) количество грозовых и морозных дней в году,
4) сведения о гололеде,
5) сила и направление ветров (*роза ветров*),
6) для местностей с сильными ветрами наибольшая сила ветра.

Если по соседству с предполагаемым к разработке участком имеются уже разрабатывающиеся карьеры, то полезно ознакомиться с техническими и экономическими показателями их работ. *Конечно, ко всем этим показателям надо относиться критически, ибо в случае неправильной организации работ они могут дать ложное представление и, само собой понятно, в этом случае не могут быть положены в основу новых работ.*

§ 19. ПРОМЫШЛЕННАЯ РАЗВЕДКА

Промышленной разведке должна предшествовать детальная *топографическая съемка* местности, в результате которой должны быть получены:

1) Карта всего района в масштабе 1 : 5000 или 1 : 10 000 с горизонталями поверхности через 5 — 10 *м*.

2) Карта площади, предполагающейся к разработке, в масштабе 1 : 500 или 1 : 1000 с горизонталями поверхности через 1 *м* для равнинных и не реже чем через 2 — 3 *м* для гористых местностей.

Надо помнить, что

чем подробнее будет сделана топографическая съемка, тем точнее можно планировать работы будущего карьера.

Разведочные работы можно вести различными способами. Выбор метода разведки зависит от формы месторождения. Техническая сторона разведочного дела представляет собою специальную дисциплину. Этой дисциплине посвящена книга *В. С. Домарева* «Поиски и разведки», а поэтому в настоящем курсе мы коснемся только тех специфических требований, которые должны быть предъявлены к разведочным работам горняком - эксплоататором горняку - разведчику и которым должна удовлетворять всякая хорошо продуманная разведка.

Первое требование.

Сеть разведочных выработок должна быть достаточно густа и запроектирована сообразно с характером разведываемого месторождения.

Так при разведке месторождений с неправильным контуром залежи или с очень волнистой поверхностью кровли или почвы, а также с изменчивой мощностью залежи или неоднородным качеством ископаемого, следует располагать разведочные выработки на расстоянии 30 — 50 *м* друг от друга. Только при выполнении этого условия можно наиболее точно

представить рельеф тела полезного ископаемого, что, как увидим дальше, чрезвычайно важно для планирования эксплоатационных работ.

Второе требование.

Поперечные размеры разведочных выработок должны соответствовать характеру месторождения и природе самого полезного ископаемого.

Это требование вызывается необходимостью по мере пересечения тела ископаемого производить *опробование его*, чтобы можно было вынести представление об изменении качеств залежи по вертикальному разрезу.

Так например нельзя производить разведку буровыми скважинами малого диаметра месторождений, из которых предполагается добывать штучный камень, так как при этом невозможно с точностью определить трещиноватость камня. Поэтому разведку таких месторождений лучше вести шурфованием или же вращательным *колонковым бурением* возможно большего диаметра. В последнем случае вынутый столбик породы сохраняет структуру породы в плотном теле, а точность определения структуры будет тем больше, чем больше диаметр скважины.

Также нельзя производить разведку только буровыми скважинами месторождений, в которых полезное ископаемое залегает вкраплениями в пустой породе (например фосфорит). При таком методе работ получается количество образцов, недостаточное для определения производительности пласта. Поэтому необходимо кроме скважин задавать достаточное количество шурфов.

Третье требование.

Способ проходки разведочных выработок должен быть выбран так, чтобы он не мог испортить качество полезного ископаемого.

Так например в породах, которые предполагается добывать в виде штучного камня, нельзя производить проходку шурфов по самому полезному ископаемому взрывными работами. Это объясняется тем, что при производстве взрывов в породе будут появляться микроскопические трещины, нарушающие целость камня, и поэтому может получиться ложное мнение о непригодности месторождения.

Четвертое требование.

Породы, подстилающие полезное ископаемое, должны быть исследованы разведкой на глубину, достаточную для правильного ведения разработок.

К сожалению это требование при промышленной разведке выполняется не всеми разведчиками; часто выработки останавливаются тотчас же как только проходится толща полезного ископаемого и забой выработки выйдет в пустую породу. Между тем знание подстилающих пород, как увидим ниже, важно при проектировании и ведении эксплоатационных работ. Только при выполнении перечисленных требований можно получить точные ответы на поставленные в § 18 вопросы.

Все разведочные выработки должны быть точно нанесены на указанные выше топографические планы. По материалам же разведок должны быть составлены:

1. Геологические разрезы (рис. 24). Составление геологических разрезов следует делать через правильные промежутки, обыкновенно не ближе 15 *м* и не дальше 90 *м*, в среднем через 30 *м*. Выбор расстояний, через которые надлежит изготовлять разрезы, следует делать таким образом, чтобы были освещены наиболее характерные места залежи. При этом для более ясного представления картины залегания разрезы желательно проводить *по двум взаимно перпендикулярным направлениям* и лучше всего параллельно обеим осям залежи (рис. 25). Тщательно сделанные разрезы дадут возможность судить о действительной и относительной мощности полезного ископаемого и перекрывающих его пород, а также дадут возможность произвести подсчеты объемов как самого полезного ископаемого, так и пустых пород.

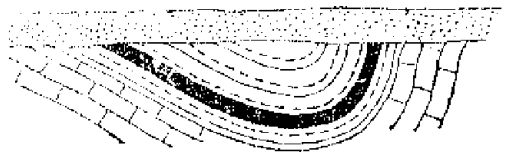


Рис. 24.

2. Горизонтальные разрезы месторождения. Для мощных месторождений неправильной формы желательно иметь вычерченные сечения тела полезного ископаемого горизонтальными плоскостями через определенные расстояния по высоте. На рис. 26, фиг. *1*, представлен геологический разрез месторождения вкрест простирания, на фиг. *2*—геологический разрез того же месторождения по простиранию; фигуры *3*, *4* и *5* представляют собой горизонтальные разрезы плоскостями *AB*, *CD* и *EF*. Такие разрезы особенно полезны для характеристики различных рабочих горизонтов и при планировании разработок на них.

3. План с горизонталями (изогипсами) кровли и подошвы тела полезного ископаемого. При горизонтальном или слабонаклонном залегании неспокойно залегающего тела полезного ископаемого, для ясного представления расположения выпуклостей и впадин необходимо иметь план, на котором в горизонталях изображена кровля и почва тела полезного ископаемого.

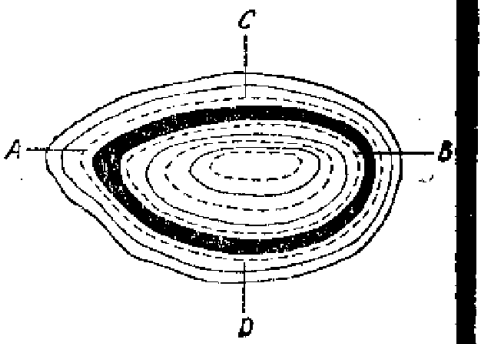


Рис. 25.

На рис. 5 (стр. 14), который изображает залежь воскресенских фосфоритов, тонкими линиями показаны горизонтали земной поверхности, а пунктирными—горизонтали кровли верхнего пласта фосфорита. Горизонтали кровли проведены через метр. Из рассмотрения их расположения и соответствующих им цифр можно сделать заключение:

1) Поверхность кровли пласта не представляет собой ровную плоскость, а имеет некоторую волнистость в вертикальной плоскости. На это указывает извилистость изогипс (горизонталей кровли пласта).

2) Поверхность кровли имеет общее падение на северо-восток. Такое заключение можно вывести из почти согласного направления изогипс

так как отметка каждой более северной изогипсы меньше соседней с ней южной изогипсы.

Изучение расположения выпуклостей и впадин чрезвычайно важно для выбора системы разработки, а также для составления плана водоотлива.

4. План с площадями одинаковой глубины залегания полезного ископаемого. На топографическом плане должны быть нанесены контур тела

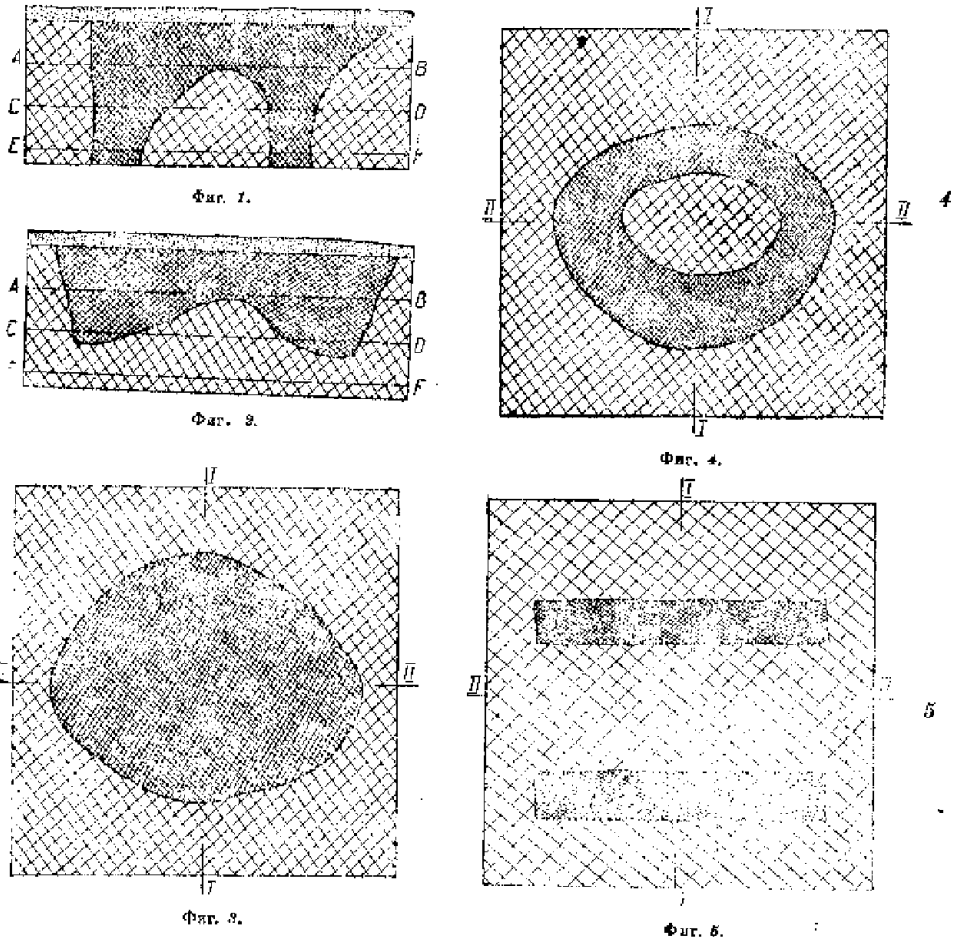


Рис. 26.

полезного ископаемого и оконтурены площади (*зоны*) одинаковой глубины залегания. Колебание глубины залегания в пределах каждой оконтуриваемой площади должно быть выбрано применительно к особенностям месторождения и так, чтобы получалась наглядная картина залегания.

На рис. *5* жирными линиями проведены линии одинаковой глубины залегания через интервал глубины 3 *м*. Площади между соседними линиями заштрихованы различной штриховкой, причем густота штриховки увеличивается с увеличением глубины залегания. Благодаря такому методу получается ясное представление мощности наносов в раз-

личных местах залежи. Кроме того зоны одинаковой глубины дают возможность произвести подсчет кубатуры наносов, подлежащих снятию при разработке месторождения открытыми работами. Для этого достаточно обмерить по плану площадь каждой зоны и умножить ее на соответствующую среднюю мощность наносов. Измерение площади производится особым прибором, который носит название *планиметра*. Описание этого прибора, а также способ измерения им площадей, излагается в книге *А. А. Попова* «Понятия из геодезии и маркшейдерского искусства» и проф. *С. М. Соловьева* «Основной курс низшей геодезии».

§ 20. ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИЗЫСКАНИЯ

Мы видели выше, что присутствие воды ухудшает условия устойчивости выемок. Кроме того вода, вытекая из породы в выработку, ухудшает условия работ и требует иногда сложной организации водоотлива. Поэтому для правильной постановки разработок необходимо принять всевозможные меры к осушению района работ. Это требование рационально может быть выполнено только в том случае, если будут известны условия залегания подземных вод. При разрешении этого вопроса на помощь приходит наука *гидрология*, которая занимается изучением круговорота воды в природе. Гидрология делится на несколько отделов:

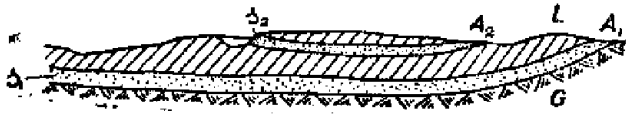


Рис. 27.

1) *гидрометеорологию*, которая изучает круговорот воды в атмосфере,
2) *океанографию* — занимается водами океанов и морей,
3) *потамологию* (рековедение), посвященную водам рек,
4) *лимнологию* (озероведение) — изучает воды озер,
5) *гидрогеологию* — изучает круговорот подземных вод.

Нас, горняков, интересует последний отдел, как находящийся в тесной связи с геологическим строением земной коры. Для учащихся, интересующихся подробно всеми положениями этой науки, в конце главы даем список литературы, к которой и надлежит обратиться.

В этом же параграфе мы укажем на те результаты, которые горняк, руководящий открытыми разработками, должен получить от гидрогеологических изысканий.

Горняка-эксплоататора должно интересовать:

1. Число горизонтов грунтовых вод. Во многих случаях можно указать несколько горизонтов грунтовых вод. Это бывает, когда толща пород представляет собой чередование пластов песка, галечника или других *водопроницаемых* пород с такими *водонепроницаемыми* породами, как глина, глинистые сланцы и т. п. На рис. 27 показан схематический разрез, изображающий случай наличия двух водоносных горизонтов.

Слой G представляет слои известняка; S_1 — слой галечника, который у своего выхода на поверхности A_1 частью превращен в конгломерат; L — представляет глинистый слой, подстилающий второй слой галечника S_2, который выходит на поверхность в точке A_2. Выше залегает снова глинистый материал, над которым находится уже обработанная почва. В точках A_1 и A_2 происходит поглощение воды, напитывающей слои галечника S_1 и S_2.

Часто бывает, что отдельные водоносные горизонты имеют общую область питания. Это имеет место когда мощная толща песка или галечника переслаивается на известной глубине с недоходящими до поверхности слоями глин или вообще каких-нибудь водонепроницаемых пород. На рис. 28 изображен такой случай: пласт S соответствует водоносному пласту, область питания которого находится в месте, обозначенном буквою A; буквою T обозначены слои глин. Скважина (на рис. вертикальная жирная линия) пересекает как бы четыре самостоятельных водоносных пласта, область питания которых на самом деле находится в одном месте (область A).

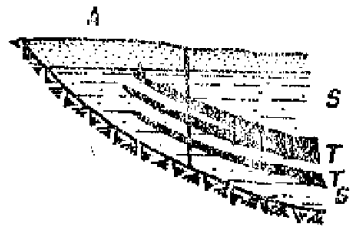


Рис. 28.

2. Область питания грунтовых вод. Грунтовые воды питаются за счет проникновения в глубину (*инфильтрации*) воды, выпадающей на поверхности земли в виде осадков (дождь, снег). Кроме того в случае нахождения поблизости ручьев, рек, озер или болот питание может происходить за счет просачивания из них воды через трещины. Поэтому *для удачного выбора устройств, осушающих (дренирующих) карьер, необходимо знать область питания грунтовых вод.*

3. Форма поверхности грунтовых вод и ее уклон. Уровень стояния или, как говорят, *зеркало* грунтовых вод представляет собой неправильную волнистую поверхность с общим уклоном к месту стока. На очертание поверхности грунтовой воды оказывают влияние:

1) *Неровности того слоя, на котором залегает водоносный пласт.* Это ясно из рис. 29.

В точках B и B' имеется поднятие водонепроницаемого слоя, а вправо и влево от них — понижение. Поэтому в точках B и B' наблюдается не только малая мощность грунтовой воды, но и крутой уклон ее поверхности, в местах же понижения дна потока наблюдаются скопление воды C и почти горизонтальная поверхность зеркала. Из-за неровностей водонепроницаемого слоя движение воды происходит только в верхнем тонком слое ее b.

2) *Состав водопроницаемого слоя.* В одних местах водопроницаемый слой более порист, в других менее порист, местами он содержит песок более мелкозернистый, иногда даже с примесью глины. Все это оказывает разное сопротивление движению грунтовых вод, вследствие чего меняется и конфигурация зеркала потока.

Рис. 29.

При более слабом сопротивлении вода движется быстрее и вследствие этого зеркало имеет меньший уклон; в местах же с большим сопротивлением уклон больше.

Для суждения о поверхности грунтовых вод необходимо иметь карту, на которой точки одинаковой высоты стояния грунтовой воды соединены линиями. Такие линии носят название *гидроизогипс*. Обычно гидроизогипсы проводят через каждые 0,5 *м* или 1 *м*. *Чем ближе друг к другу лежат на карте эти линии, тем круче наклон поверхности*

грунтовой воды. Положение гидроизогипс определяется посредством нивелировки поверхности воды в пройденных разведочных скважинах или шурфах. *Эта работа должна производиться одновременно с разведочными работами.* В виду того что уровень грунтовых вод колеблется и эти колебания находятся в зависимости от времен года, высоты стояния вод в соседних реках, озерах и болотах, желательно иметь ряд карт с гидроизогипсами, которые охватывали бы характерные периоды времени.

Из положения гидроизогипс на этих картах можно судить:

а) Имеют ли атмосферные осадки влияние на грунтовые воды, как оно велико и через какой промежуток времени сказывается.

б) Не происходит ли при повышении уровня грунтовых вод изменение в направлении их движения и не происходит ли при этом изменение в условиях их питания.

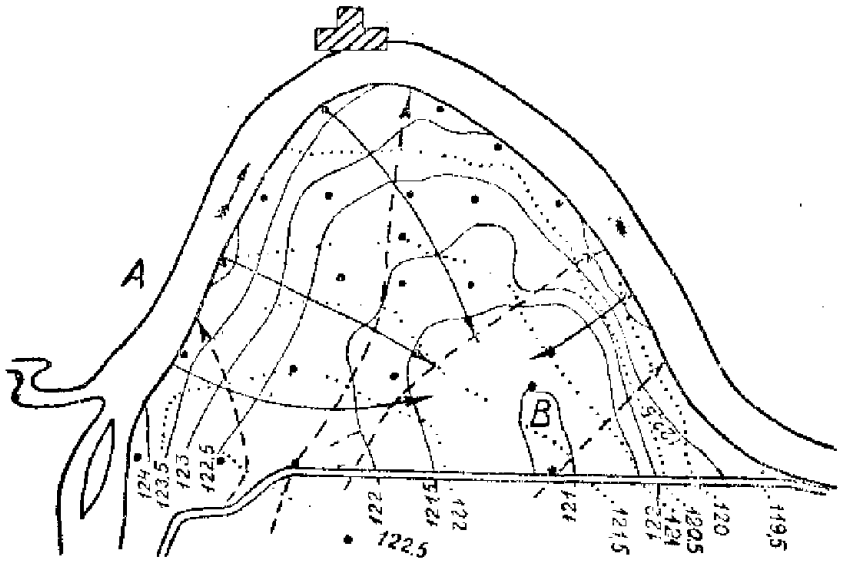


Рис. 30.

в) Влияют ли на грунтовые воды соседние реки, озера и тому подобные открытые водовместилища, и как это влияние сказывается при разных уровнях стояния воды в них.

На рис. 30 изображен план с гидроизогипсами, причем положение гидроизогипс указано для двух стояний уровня грунтовой воды, а именно: при низком (пунктирные линии) и высоком (сплошные линии) стоянии горизонта воды в соседней реке *A*.

Пользуясь этим планом, попробуем разрешить следующие вопросы:

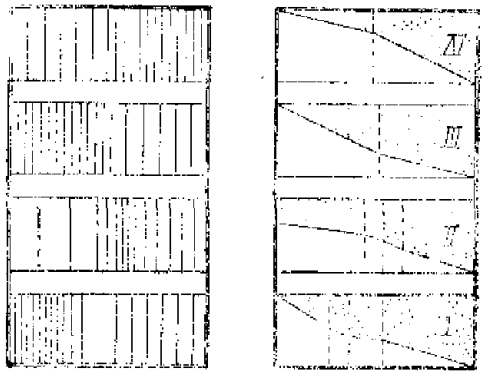
а) Наклон поверхности грунтовых вод. Гидроизогипсы, изображенные на рисунке сплошными линиями, имеют следующие отметки, начиная от середины рисунка: 121, 5; 122; 122, 5; 123 и т. д., т. е. отметка по мере удаления от центра постепенно увеличивается. Это указывает на то обстоятельство, что в центре имеет место наинизший уровень вод, который по мере приближения к реке повышается. Следовательно поверхность грунтовых вод при высоком уровне воды в реке имеет наклон к точке *B*, т. е. от реки.

Наоборот гидроизогипсы, изображенные пунктиром, имеют отметки, постепенно уменьшающиеся от левой стороны рисунка к правой: 122, 5; 122; 121, 5; 121; 120, 5; 120 и наконец 119,5. Это показывает, что поверхность грунтовых вод при низком стоянии воды в реке имеет наклон к реке.

б) Направление движения грунтовых вод. *Вода как на поверхности, так и под землей избирает направление наибольшего уклона, а потому она движется в направлении, перпендикулярном гидроизогипсам.* На рис. 30 направление движения показано при высоком стоянии воды в реке сплошными стрелками, а при низком—пунктирными.

Благодаря разрешению поставленных двух вопросов, нам становится ясным, что при высоком стоянии воды в реке река питает грунтовый поток просачивающейся речной водой, которая стремится к точке *B*; наоборот—при низком стоянии воды в реке грунтовые воды стекают в реку.

4) *По гидроизогипсам можно судить и о многих свойствах потока.* Так при большем расстоянии между гидроизогипсами можно предположить в земле наличие мощных или весьма водопроницаемых пластов. При небольшой мощности грунтового потока он обычно следует за профилем дна. Если расстояние между гидроизогипсами резко меняется и при этом не наблюдается сосредоточенного притока воды со стороны, то причина лежит или в изменении структуры водоносного пласта, или в изменении размеров его поперечного сечения, или наконец в изменении уклона подошвы. Для пояснения сказанного приводим рис. 31, на котором приведены четыре случая. Фиг. *1* изображает вертикальный разрез потока, причем сплошной ломаной линией показано зеркало грунтовых вод; вертикальные пунктирные линии показывают места перелома зеркала. Фиг. *2* показывает, как изображаются в каждом случае гидроизогипсы на карте. Объяснение рисунка дано в табл. 11.



Фиг. 1 Фиг. 2.

Рис. 31.

Если имеется налицо несколько горизонтов грунтовых вод, то планы с гидроизогипсами должны быть сделаны для каждого горизонта.

Если не имеется возможность получить карты с гидроизогипсами, то ориентировочно можно определить направление движения потока по данным трех скважин, расположенным на значительном расстоянии (не менее 50 *м*) друг от друга и нележащих на одной прямой.

При этом могут быть три случая:

1. Во всех трех скважинах высота грунтовой воды одинакова. Это указывает на то, что мы имеем дело со стоячими подземными водами.

2. В двух скважинах стояние уровня одинаково, а в третьей—выше или ниже. В этом случае две скважины *A* и *B* с одинаковым уровнем (30,3) соединяют прямой и из третьей скважины *C* опускают перпендикуляр на эту прямую (рис. 32). Таким образом определится направление па-

клона водоносного слоя, которое будет совпадать с перпендикуляром и направлено в сторону скважины с низким стоянием вод (на рисунке к скважине *C*).

Таблица 11.

№ по пор.	Расстояние между гидроизогипсами	Причина
I	Вначале постоянное, затем слегка увеличивается, затем резко уменьшается и наконец уменьшение остается равномерным до конца участка	Уменьшение водопроницаемости пласта на конце участка и вызываемый им подпор
II	Вначале постоянное, затем слегка уменьшается, затем опять несколько увеличивается и наконец увеличенное остается равномерным до конца участка	Увеличение водопроницаемости пласта на конце участка и вызываемое им уменьшение глубины грунтового потока
III	Вначале постоянное, затем изменяется на меньшее, тоже постоянное	Резкое увеличение уклона подошвы, остающееся до конца участка постоянным
IV	Вначале постоянное, затем изменяется на большее, тоже постоянное	Резкое уменьшение уклона подошвы, остающееся до конца участка постоянным

3. Во всех трех скважинах высота грунтовой воды различна. На рис. 33, фиг. *1*, скважина *A* заполнена водой до отметки 30, скважина *B*—30,

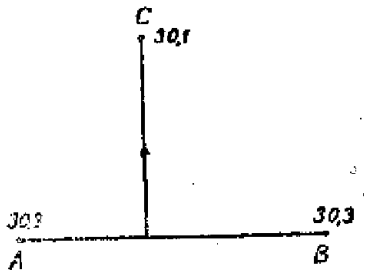


Рис. 32.

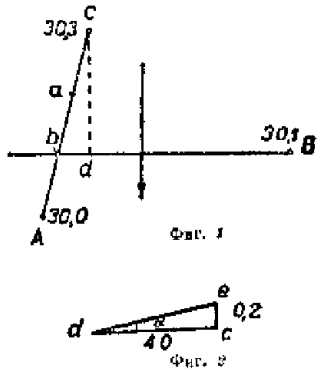


Рис. 33.

и *C* — 30,3. В этом случае соединяют скважину с наибольшей (скважина со скважиной с наименьшей (скважина *A*) высотой стояния воды. Зат на линии соединения отыскивают точку, высота которой равна высо

стояния грунтовой воды в третьей скважине *B*. Для этого длину линии между скважинами с наивысшим и наинизшим стоянием воды (скважинами *A* и *C*) надо разделить на столько равных частей, сколько единиц или долей единицы заключается в разности отметок уровня воды в скважинах. В нашем случае разность отметок 30,3 — 30 = 0,3, и, следовательно, линию следует разделить на три части. Тогда точка *a* будет иметь отметку 30,2, а точка *b* — 30,1, т. е. точка *b* является искомой точкой, так как ее отметка равна отметке в скважине *B*. Найденную точку (в нашем случае *b*) соединяют линией со скважиной с средней высотой стояния воды (скважина *B*). После этого на линии *bB* восстанавливают перпендикуляр, с которым и будет совпадать уклон поверхности потока, причем направление уклона будет в сторону меньших отметок (на рисунке направление показано стрелкой).

Величина расстояний между скважинами и величина разности высот отметок грунтовой воды дадут возможность вычислить величину падения поверхности потока.

Пусть при втором случае расстояние от скважины *C* по перпендикуляру до линии *bB* будет равно 40 *м*. Разность отметок на концах этого расстояния будет 30,3 — 30,1 = 0,2. Тогда угол падения определится из треугольника *cde* (рис. 33, фиг.2).

(34)
$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{0{,}2}{40} = 0{,}005$$

откуда
$$\alpha = 17'.$$

4. Величина притока грунтовой воды. Определение количества воды, которое может быть получено из выработки, производится пробной откачкой.

Для этого обыкновенно проходят специальную скважину до водонепроницаемой породы, которая подстилает исследуемый горизонт подземных вод. Скважина закрепляется сплошными трубами, а в толще водоносной породы — *специальными фильтровыми трубами*, изготовленными или из медной сетки (при кислых водах), или из продырявленного оцинкованного железа (рис. 34). Скважина оборудуется насосом, при помощи которого и производится откачка воды. Вначале откачивания уровень воды в скважине начинает быстро опускаться; затем это понижение начинает распространяться вокруг скважины до тех пор, пока откачиваемое количество воды в секунду не уравновесится с притоком воды из грунта к скважине. С этого момента наступает устойчивое равновесие между приходом и расходом воды в скважине, падение воды в ней прекращается, а около скважины, как около оси, образуется *депрессионная воронка*, при однородном строении водоносного слоя совершенно

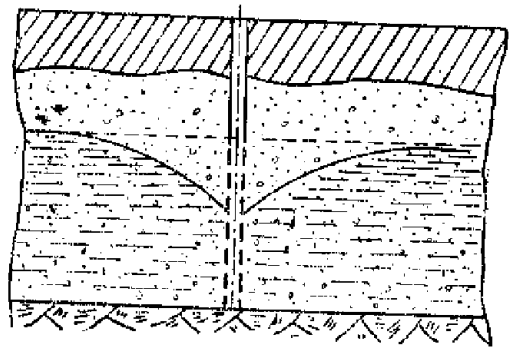


Рис. 34.

симметричная (рис. 34). Вершина воронки находится в скважине, а кра ее образуют концентрическую со скважиной окружность определенного радиуса, которая и представляет собой границу влияния скважины н окружающий поток. Для определения положения уровня воды вокру откачиваемой скважины располагается ряд контрольных скважин, в ко торых и наблюдается изменение положения уровня воды.

Значение количества притока воды из грунтового потока важно дл определения размеров дренажных сооружений (канав, насосов). *Знач же радиуса воронки важно для определения расстояния между дренаж ными выработками.*

Заканчивая настоящий параграф, необходимо отметить, что у на при постановке исследований месторождений вопросы гидрогеологи часто игнорируются. Иногда это объясняется недостаточным понимание всей опасности грунтовых вод для устойчивости земляных масс и те затруднений, которые создаются водами при производстве горных рабо а иногда стремлением получить экономию на исследовательских работа Такое положение нельзя признать нормальным, так как

только при достаточно точном освещении гидрогеологическими изысканиями затронутых в настоящем параграфе вопросов возможна успешная борьба с влиянием грунтовых вод на выработки и рациональная организация открытых разработок.

§ 21. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие исследовательские работы должны быть произведены до начала прое тирования разработок?
2. Какие требования должны быть предъявлены к промышленной развед
3. Какие картографические материалы должны быть изготовлены на основан данных, полученных промышленной разведкой?
4. Какие линии носят название изогипс?
5. Что показывают изогипсы кровли пласта?
6. Для чего служит план с зонами одинаковой глубины залегания?
7. Для чего служит планиметр?
8. Изучением какого вопроса занимается наука гидрогеология?
9. Каким образом может происходить питание водой грунтовых потоков?
10. Какие линии носят название гидроизогипс?
11. Что называется зеркалом грунтовых вод?
12. Какие факторы оказывают влияние на очертание поверхности грунтовой во
13. Какие данные о грунтовом потоке можно получить, пользуясь планом с гид изогипсами?
14. Можно ли определить направление потока грунтовых вод по скважина и какое минимальное число скважин для этого требуется?
15. Как должны быть расположены скважины, чтобы по ним можно было оп делить направление потока грунтовых вод?
16. Что такое депрессионная воронка?
17. Каким способом определяется приток воды?

ПРАКТИЧЕСКИЕ ЗАНЯТИЯ

1. По имеющимся на вашем карьере планам проанализируйте р положение разведочных выработок, определите, на каком расстоян разведочные выработки расположены друг от друга, определите *степ разведанности*, т. е. какое число гектар приходится на одну разведочн выработку, и дайте заключение, достаточно ли по вашему мне разведано месторождение.

2. По имеющимся на вашем карьере гидрогеологическим материалам определите направление потока грунтовых вод.

3. Соберите сведения: 1) о числе рабочих дней в году, в течение которых по климатическим условиям (морозы, грозы, сильные ливни) невозможно было работать в карьере, и 2) о количестве атмосферных осадков за период зимних месяцев (март, апрель и май).

ЛИТЕРАТУРА

1. *Арсентьев, А. В.* — Разведочное дело, Госиздат, 1931, стр. 163 — 220.
2. *Гефер, Г.* — Подземные воды и источники, Госиздат, 1925, стр. 83 — 138.
3. *Домарев В. С.* — Поиски и разведки.
4. *Советов, С. А.* — Курс общей гидрологии, Госиздат, 1931, стр. 43 — 70.
5. *Соловьев, С. М.* — Основной курс низшей геодезии, ч. I, Гостехиздат, 1931, стр. 152 — 170.
6. *Сурин, А. А.* — Водоснабжение, ч. I. Вода и водосборные сооружения, изд. УБУЧ, 1926, стр. 246 — 297.

ГЛАВА ПЯТАЯ

ПЛАНИРОВАНИЕ РАЗРАБОТОК И ПОДГОТОВКА УЧАСТКА ДЛЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

§ 22. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ О ПЛАНИРОВАНИИ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

После того как произведены все указанные в предыдущей глав исследования и материалы полевых работ обработаны, можно приступит к составлению проекта разработок. Чтобы рационально поставить работ в карьере, при составлении плана их необходимо принять во вниман целый ряд факторов, которые оказывают влияние на успешность раб карьера. Поэтому в настоящем параграфе дадим указания, которы следует руководствоваться при планировании разработок.

Положение 1.

Прежде всего необходимо обратить внимание на то, чтобы откатка породы и полезного ископаемого в карьере производилась по возможности по кратчайшему расстоянию и под уклон.

Соблюдение этого положения дает экономию на расходе топли или электроэнергии. Для выполнения же его необходимо, чтобы подош выработки, по которой прокладываются откаточные пути, имела укл в сторону движения грузового потока, т. е. к месту выезда из карьер

Положение 2.

Место выезда из карьера на дневную поверхность должно быть расположено так, чтобы откатка от него к месту свалки породы или к фабрике, на которую должно доставляться полезное ископаемое, происходила по кратчайшему расстоянию.

Для этого начало карьера должно быть со стороны фабрики со стороны оврага, в который предполагается сваливать пустую поро Такое расположение: 1) дает экономию в расходах на оборудова путей; 2) уменьшает затраты на приобретение подвижного сост так как при откатке на более короткое расстояние требуется мень количество вагончиков и двигателей, которыми производится откат 3) уменьшает расход топлива или энергии; 4) уменьшает расходы на плату, так как уменьшается количество рабочих, задалживаемых обслуживании откатки.

Положение 3.

Атмосферные осадки и грунтовые воды во все время разработок должны удаляться от забоя самотеком и к одному месту.

При соблюдении этого положения лучше осушается забой, вследствие чего создаются лучшие условия работы и уменьшаются расходы на обслуживание водоотлива.

Для того чтобы с наименьшими затратами выполнить настоящее требование, при планировании разработок необходимо использовать гипсометрию подошвы полезного ископаемого.

Положение 4.

Подвигание забоя карьера должно происходить в направлении, противоположном направлению течения грунтовых вод.

На рис. 35 направление продвигания забоя показано стрелкой *a*, направление течения грунтовых вод стрелкою *b*.

При такой постановке работ с помощью надлежащих осушительных мероприятий (канав, буровых скважин, из которых откачивается вода) даже при большем количестве грунтовых вод можно держать забои в сухом состоянии.

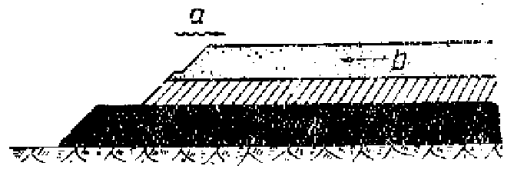


Рис. 35.

Положение 5.

При разработке полезного ископаемого, которое имеет некоторое падение и залегает согласно с породами кровли, мощность которых колеблется в незначительных пределах, рекомендуется производить разработку в направлении падения, а не наоборот.

На рис. 36 нормальное направление разработки показано стрелкою *a*, а положение забоя — пунктирной линией *cdefq*, а ненормальное стрелкою *b* и линией *ghnmlo*.

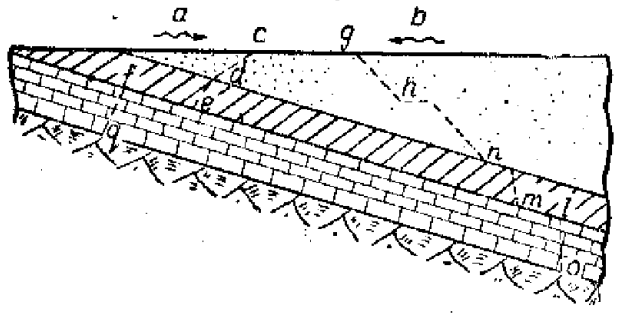


Рис. 36.

При направлении движения забоя по падению для начала работ получается меньшее отношение пустых пород к полезному ископаемому. Благодаря этому ускоряется вскрытие полезного ископаемого и при производстве подготовительных работ по вскрытию уменьшается количество пустых пород, подлежащих вывозке в отвал за пределы карьера. Кроме того создается большая устойчивость откосов карьера, так как падение плоскостей напластования направлено от забоя. При разработке же в противоположном направлении (стрелка *b*) создается опасность сползания откосов по плоскостям напластования, что имеет большую вероятность при наличии пропластков глины и плохом осушении забоя.

Однако направление движения забоя по падению в некоторых случаях имеет и свой недостаток, который заключается в следующем. В тех случаях, когда пустые породы обладают свойством легко сползать по наклонной плоскости (неустойчивые отвалы), нельзя производить свалку их в выработанное пространство, так как они будут затруднять выемку полезного ископаемого. В этом случае приходится организовывать отвалы вне карьера, что влечет за собой увеличение транспорта.

Положение 6.

Забои должны быть обращены своею грудью на юг.

При таком расположении плоскости забоев в холодные месяцы подвергаются согревающему действию солнечных лучей, что замедляет замерзание их осенью, а весной ускоряет оттаивание забоев. Благодаря этому весной можно начать работы раньше, а осенью закончить их позже, т. е. сезон открытых работ несколько удлиняется.

Положение 7.

Протяжение карьерного забоя должно быть достаточно большим, но не слишком длинным.

Короткий фронт заставляет часто делать переноску машин и связанных с ними откаточных путей. Частая же переноска, как мы увидим ниже, уменьшает чистое время работы машин, а следовательно и их производительность. Однако слишком длинный фронт заставляет ставить в один забой большое число машин, которые в общей сложности дают большое количество ископаемого, что может осложнить и затруднить организацию откатки. Поэтому выбор длины фронта должен делаться сообразно с типом механизмов, которые предполагается применить, и так, чтобы была достаточная свобода для работы всех устанавливаемых в забое машин.

Исключение из этого общего положения составляют случаи разработки месторождений с неоднородным содержанием полезного ископаемого в рудной массе, например медные руды. Для таких месторождений желательно иметь возможно более длинный фронт работы. Это объясняется тем, что при длинном фронте имеется возможность планировать работу так, чтобы на обогатительную фабрику всегда поступала руда с одинаковым процентным содержанием полезного ископаемого (в нашем примере — меди). В самом деле, имея в карьере руду разного качества и имея длинный фронт работ, всегда можно заставить работать часть машин в местах с богатым содержанием полезного ископаемого и часть машин в местах с бедным содержанием. Кроме того, в случае надобности, имеется возможность легко и быстро сделать переброску машин с богатых мест на бедные и наоборот.

Положение 8.

При разработке месторождений, у которых мощность пустых пород, перекрывающих полезное ископаемое, колеблется в широких пределах, забой должен быть расположен так, чтобы из него ежегодно для добычи одного и того же количества ископаемого по возможности снималось одно и то же количество пустых пород.

Удовлетворение этого требования дает более равномерную загрузку работающих механизмов, а благодаря этому могут быть подобраны более легкие машины и наиболее удобной конструкции. Поясним это примером. Пусть пласт полезного ископаемого мощностью 2,5 *м* залегает слабо-наклонно, а мощность перекрывающих его пород постепенно изменяется на протяжении 1 *км* по падению от 5 *м* до 20 *м*. Допустим, что вес 1 *куб.м* полезного ископаемого в плотном теле равен 3 *т* и за год требуется добыть 1 500 000 *т*.

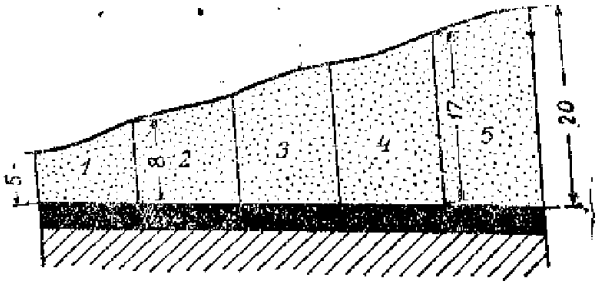
Для того чтобы выполнить эту задачу, ежегодно необходимо вынуть полезное ископаемое с площади

$$q = \frac{1500000}{2{,}5 \times 3} = 200000 \text{ кв. м.}$$

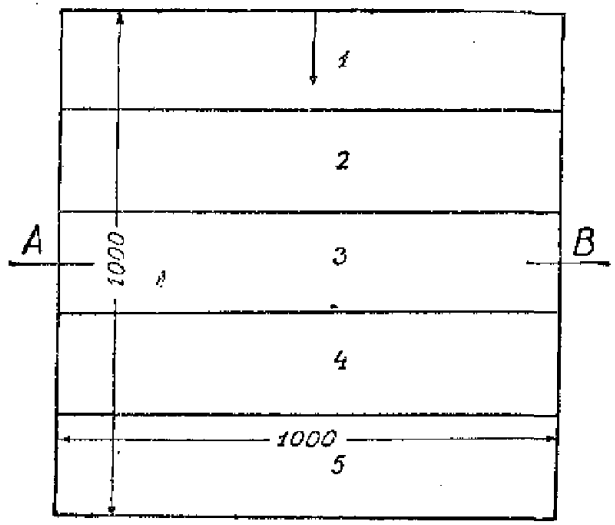
Положим, что длина фронта работ равна 1 000 *м*, тогда ежегодное подвигание забоя должно быть равно: 200 000 : 1 000 = 200 *м*.

Случай расположения забоя по простиранию (рис. 37, фиг. 1 и 2). Если забой будет расположен по простиранию пласта, то к концу первого года он продвинется по падению на 200 *м* и мощность пустых пород в этом месте будет равна

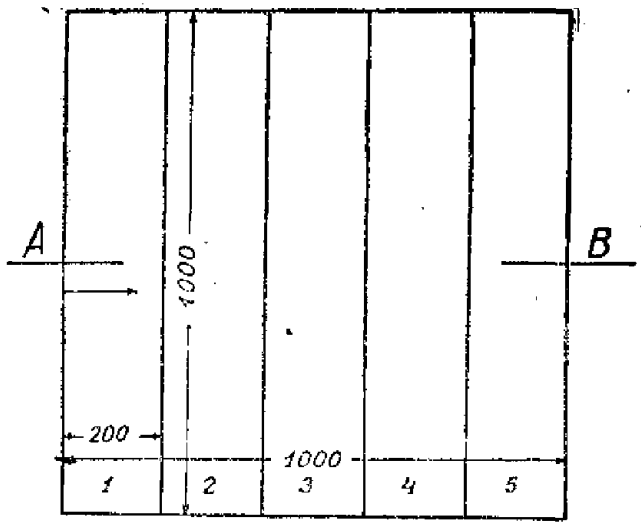
$$5 + \frac{(20-5)\,200}{1000} = 8 \text{ м.}$$



Фиг. 1.



Фиг. 2.



Фиг. 3.

Рис. 37.

Следовательно работа в течение первого года будет происходить при средней мощности пустых пород, равной

$$\frac{5+8}{2} = 6{,}5 \text{ м.}$$

Отсюда за год потребуется снять экскаватором

$$200\,000 \times 6{,}5 = 1\,300\,000 \text{ куб. м пустой породы.}$$

Для выполнения этой работы при 250 рабчих дней в сезоне, при работе в три смены и 5 часах чистой работы в смену, потребуется экскаватор с эффективной часовой производительностью, равной

$$Q = \frac{1300000}{250 \times 3 \times 5} = \text{около } 350 \text{ куб. м.}$$

В последний же год работы (через четыре года) начальная мощность наносов будет

$$5 + \frac{(20-5) \times 200 \times 4}{1000} = 17 \text{ м.}$$

а средняя за год

$$\frac{17+20}{2} = 18{,}5 \text{ м.}$$

Кубатура, которую придется снять за год, будет

$$200\,000 \times 18{,}5 = 3\,700\,000 \text{ куб. м.}$$

Для этого потребуется экскаватор с эффективной производительностью

$$Q_1 = \frac{3700000}{250 \times 3 \times 5} = \text{около } 986 \text{ куб. м,}$$

т. е. в 2,8 раза большей, чем в первый год.

Выведенные цифры показывают, что для разработки всего месторождения необходимо или с первого же года приобрести мощный экскаватор, или же сначала поставить малый экскава гор, а затем к нему приобретать добавочные машины. В первом случае машина будет использована нерационально, так как первые годы новый снаряд вынужден будет давать только треть своей производительности, и только в последний год, когда он уже значительно износится, от него будет требоваться полная производительность. Во втором случае получаются излишние затраты на приобретение дополнительных машин.

Случай расположения забоя по падению (рис. 37, фиг. *3*). При расположении забоя по падению экскаватор каждый год будет разрабатывать пустые породы всех мощностей от 5 до 20 м. Средняя мощность наносов будет

$$\frac{5+20}{2} = 12{,}5 \text{ м.}$$

Каждый год экскаватор должен будет снимать одно и то же количество пустой породы, равное

$$200\,000 \times 12{,}5 = 2\,500\,000 \text{ куб. м,}$$

а часовая эффективная производительность его должна быть

$$Q_2 = \frac{2500000}{250 \times 3 \times 5} = 666 \text{ куб. м.}$$

Как видим, машина получается средней мощности, загрузка ее будет равномерной в течение всего срока разработки участка, и не требуется затрат на приобретение добавочных машин.

Перечисленными восемью положениями следует руководствоваться при составлении плана разработок. Однако *надо заметить, что не для всех месторождений все требования могуть быть выполнены, но и в этом случае надо стремиться удовлетворить наибольшее число их.* Только при таком условии возможна рациональная постановка разработки.

§ 23. ПОДГОТОВКА УЧАСТКА, НАМЕЧЕННОГО К ЭКСПЛОАТАЦИИ

Прежде чем начать эксплоатацию на намеченном участке, его необходимо подготовить. Такая предварительная подготовка обычно состоит: 1) в осушении (дренаже) и 2) в своде леса, а иногда, при применении для вскрышных работ многоковшевых экскаваторов, и в корчевке пней.

Осушение. Как мы видели выше, присутствие воды ухудшает условия устойчивости откосов выемок и затрудняет производство эксплоатационных работ. Поэтому, при хорошей организации работ еще до начала проходки выработок должны быть приняты меры к возможно полному осушению участка. Осушение может заключаться в отводе вод, скопившихся на поверхности в виде озер, прудов или болот, а также, в случае большого притока грунтовых вод, в отводе их.

Для осушения поверхности применяют: 1) *устройство осушительных канав*, 2) *очистка и приведение в надлежащую исправность русел, существующих вблизи рек и ручьев*, 3) *отвод рек и ручьев* и 4) *искусственный водоотлив*.

Дренаж глубоко залегающих вод осуществляется при помощи: 1) *траншей*; 2) *буровых скважин* или 3) *шахт и штолен*. Рассмотрим каждый из указанных способов.

§ 24. ОСУШЕНИЕ ПОВЕРХНОСТИ

1. *Устройство осушительных канав.* Этот способ необходим там, где на поверхности существуют водоемы, не имеющие водоотводов, или где существующими водоотводами нельзя воспользоваться для полного осушения местности. В этом случае прорытием осушительных канав от водоема к более низким местам, находящимся где-нибудь за границей эксплоатируемого участка, достигается отвод воды за контур участка. При устройстве таких канав очень важно не допустить в осушаемый участок поверхностную воду с соседних участков. Когда участок, подлежащий осушению, имеет с какой-либо стороны высокие склоны, с которых поверхностная вода может стекать на него, рекомендуется провести у подножия склона обводную канаву, которая будет собирать воду вне границ участка и отводить ее в отдаленную балку или водоем. Такие *обводные пере-*

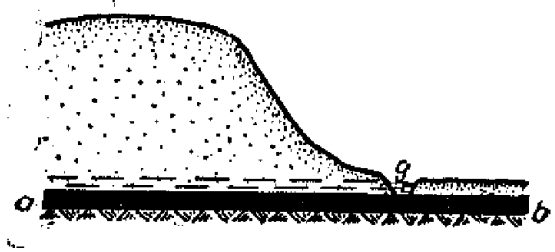


Рис. 38.

хватывающие канавы полезны и в том случае, когда осушаемый участок представляет собой низменность, на которую стекает *грунтовая вода* с соседних высоких мест. На рис. 38 грунтовая вода поступает в низменную часть по непроницаемому слою *ab* около подложия *g* возвышенности, где этот слой приближается к поверхности. Канава *g*, проведенная по окраине низменной части *перпендикулярно направлению течения грунтовых вод*, будет улавливать воды и отводить их.

Проведением водоотводных канав можно отвести грунтовые воды, если они залегают неглубоко от поверхности. В болотистой местности приходится проводить целую сеть канав, которые должны сообщаться между собой. *Расстояние между отдельными канавами одной общей сети должно быть тем менее, чем местность ровнее и чем медленнее вследствие этого движение воды по канавам, а также чем менее водопроницаема почва и чем медленнее поэтому сток грунтовых вод к канавам.*

Канавы все время должны содержаться в исправности и в случае надобности должны быть закреплены, чтобы недопускать обвалов бортов.

2. *Очистка и приведение в порядок русел рек и ручьев.* В тех случаях, когда по соседству с участком, предназначенным к эксплоатации, имеются реки или ручьи, которые вследствие засорения русел илом, песком, гравием, а иногда и водяными растениями не имеют правильного стока воды и вследствие этого затопляют местность и не дают стекать поверхностным или грунтовым водам, необходимо произвести очистку русел. Для того чтобы такое явление не могло повторяться во время эксплоатации,

прочистку русел необходимо производить регулярно.

3. *Отвод рек и ручьев.* Отвод реки или ручья является необходимым, когда река или ручей протекает по площади, предназначенной к эксплоатации, или по соседству с ней, но, по состоянию русла, мерами, указанными выше, не может быть приведен в надлежащее состояние или во время половодий может затопить разработку.

В этом случае по месту, безопасному для карьера, проходят канал, по которому и отводят реку или ручей в сторону. При отводе надо стремиться к тому, чтобы поверхностная вода по возможности скоро и вполне могла стекать в новое русло. Для этого необходимо, чтобы направление (*трасса*) нового русла проходила по самым низким местам (*тальвег долины*). Надлежащее осушение грунта достигается тогда, когда средний уровень воды в новом канале допускает удаление грунтовой воды. Это будет осуществлено, когда уровень воды в новом канале не будет подпирать грунтовую воду. Чтобы выполнить такую задачу, необходимо выбрать надлежащее сечение нового русла и придать ему от поверхности земли такую глубину, которая удовлетворяла бы выставленным требованиям. Это можно сделать только после тщательного изучения всех относящихся сюда обстоятельств, а именно: *выявления количества протекающей по реке воды, условий залегания грунтовых вод, влияния подъема и понижения уровня воды в реке на грунтовые воды местности.*

4. *Искусственный водоотлив.* Искусственный водоотлив необходим на тех участках, где нет естественного стока вод и его нельзя создать искусственным путем (канавами). В этом случае приходится прибегать к установке насосов.

§ 25. ДРЕНАЖ ГЛУБОКО ЗАЛЕГАЮЩИХ ГРУНТОВЫХ ВОД.

1. *Водоотводящие траншеи.* Для изолирования сравнительно глубоко залегающих водоносных пород, в пределах эксплоатационного участка, от питающего их водой источника иногда приходится прибегать к проходке глубокой траншеи по границе участка со стороны источника. Эта траншея разъединяет эксплоатационный участок от источника вод, собирает и отводит их за пределы участка. Вода из пород изолированной части также стекает в траншею, благодаря чему происходит идеальное осушение всего отрезанного участка. Такой метод осушения может быть применен например на месторождении, на котором полезное ископаемое залегает в виде м у л ь д ы (пример—воскресенские фосфориты). На рис. 39 изображен схематический разрез такого месторождения. К эксплоатации открытыми работами предназначается левое крыло место-

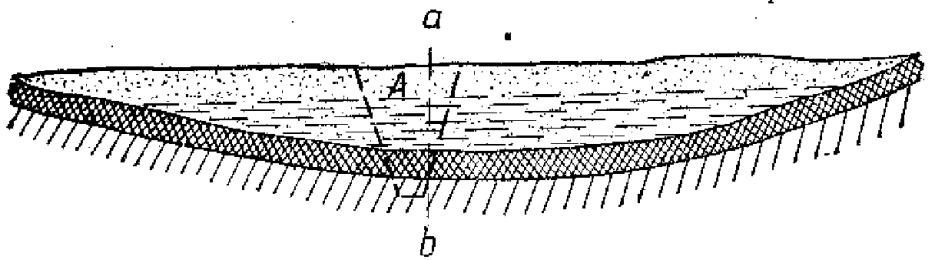


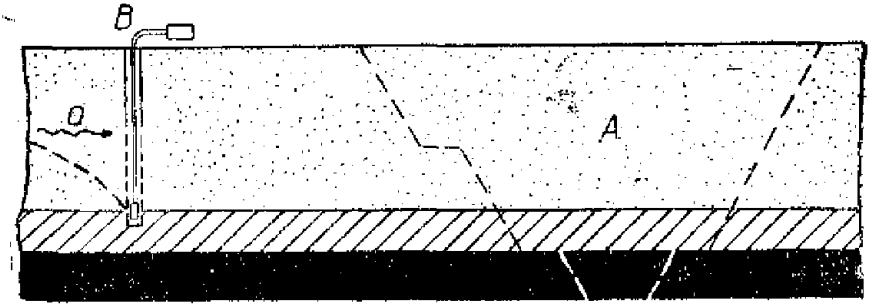
Рис. 39.

рождения (на рисунке граница показана пунктиром *ab*), а изыскательскими работами доказано, что источник питания водопроницаемых пород находится в правом крыле.

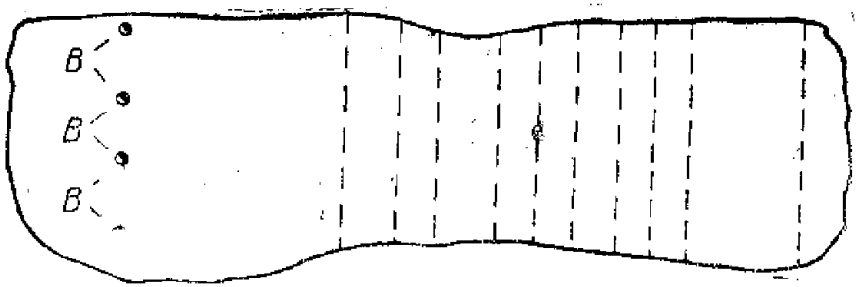
Если при таких условиях начать разработку с выхода пласта без предварительной проходки траншеи, то во все время работ правое крыло будет питать водой породы левого крыла, и разработки будут производиться в плохих условиях. После же проходки траншеи *A* вода из обоих крыльев, благодаря соответствующему уклону подстилающего водонепроницаемого слоя, будет стекать в траншею. По истечении некоторого промежутка времени породы левого крыла, не имея источника для своего питания водой, осушатся, и разработка будет производиться на великолепно дренированном участке. Условия работы значительно улучшатся, а благодаря этому получена будет экономия почти по всем статьям рудничного хозяйства, которая в конечном счете окупит затраты на проходку водоотводной траншеи.

2. *Дренаж буровыми скважинами.* В тех случаях, когда грунтовые воды имеют настолько значительный приток, что затрудняют проходку водоотводной траншеи или первоначальной траншеи, которою предполагается сделать вскрытие, дренаж можно произвести при помощи буровых скважин. Для этого часть участка, на которой предполагается производить проходку траншеи (на рисунке 40 показана пунктиром), ограждается со стороны притока грунтовых вод (стрелка *a*) рядом

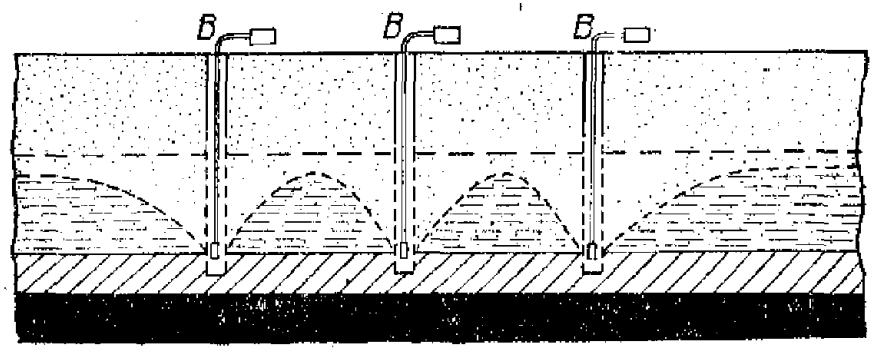
буровых скважин *B* (рис. 40, фиг. *1* и *2*). Скважины своим забоем должны войти в водонепроницаемый слой, подстилающий водоносные породы. Скважины обычно проходятся диаметром 400—600 *мм*. Расстояние между скважинами берется такое, чтобы кривые депрессионных воронок соприкасались между собой (рис. 40, фиг. *3*). Размер этого расстояния зависит от характера грунтовых вод и от характера водоносной породы. В крупно-



Фиг. 1.



Фиг. 2.



Фиг. 3.

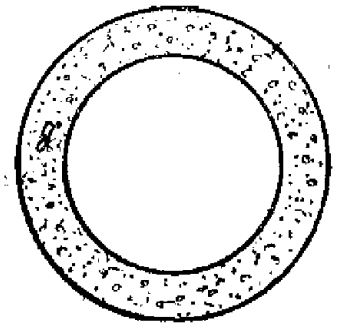
Рис. 40.

зернистых песках скважины обычно проходятся на расстоянии от 5 до 100 *м* одна от другой. Для откачки воды скважины оборудуются насосами. Стенки скважин крепятся обсадными трубами, причем по водоносному слою и несколько выше его устанавливаются специальные фильтровые трубы. Когда водоносной породой является мелкозернистый *песок, частицы которого могут пройти через отверстия фильтровых* труб и испортить насосы, в первую колонну труб вставляется вторая *колонна меньшего диаметра. Полученное между трубами пространство*

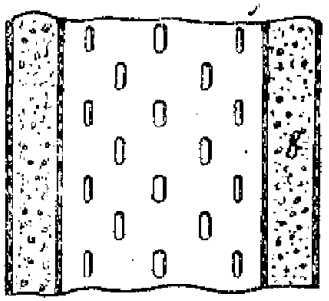
на всю высоту водоносного горизонта засыпается промытой галькой (рис. 41) разной крупности зерен, которая и служит фильтром.

При откачивании воды из скважин поток грунтовых вод на линии скважин пересекается (рис. 40, фиг. *1*), и работы по проходке траншеи производятся в осушенных породах. В дальнейшем же, когда траншея пройдена, она уже сама будет дренировать участок.

При неглубоких скважинах насосы, обслуживающие откачивание воды, могут быть установлены на поверхности земли. Внутрь же фильтра опускают только всасывающую трубу со всасом. *Практически достигаемая высота всасывания при такой установке не превышает 7 — 8 м.* Одним насосом обыкновенно можно обслужить несколько скважин (до 10), соединяя их сборной всасывающей трубой. На рис. 42 изображена в плане схема такой установки: буквою *a* обозначен насос, *b* — сборная всасывающая труба, *c* — скважины, в которые опущены всасы, *d* — нагнетательная труба и *e* — канава, по которой выкаченная из скважин вода отводится за пределы осушаемого участка.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 41.

Для выкачивания воды с большой глубины применяются специальные насосы, которые подвешивают к нагнетательным трубам и вместе с ними опускают в скважины. Такие насосы представляют собою вертикальные центробежные насосы, непосредственно соединенные с электрическим мотором. Для того чтобы мотор мог работать под водой, он заключен в водонепроницаемый кожух. Наружный диаметр насоса и мотора делается настолько малым, что они свободно входят в скважины. Для примера приведем характеристику насосов, применяющихся в буроугольной промышленности в Германии. Наружный диаметр насоса 315 *мм*, а мотора 280 *мм*, высота напора около 75 *м*, число оборотов насоса в минуту 3 000, мощность мотора 35 kW, напряжение тока 500 V, производительность 1,5 $м^3/мин$. Длина аггрегата (насос плюс мотор) 2—3 *м*.

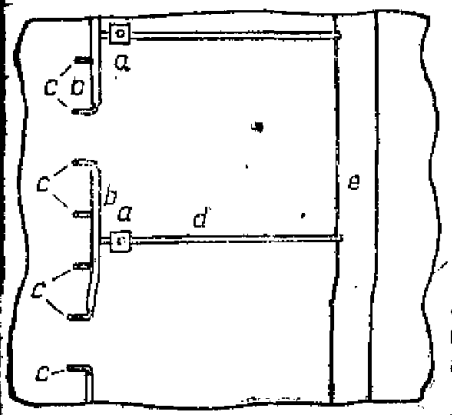


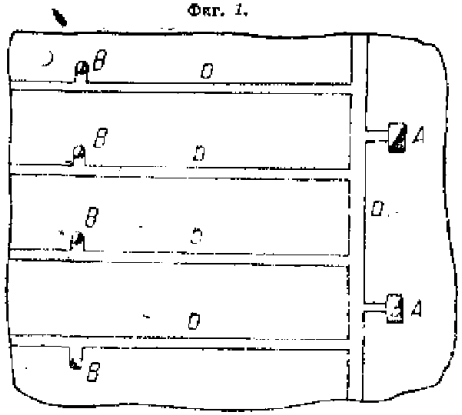
Рис. 42.

Само собой понятно, что при применении таких насосов на каждую скважину требуется самостоятельный аггрегат.

При наличии в породах, подстилающих полезное ископаемое, пласта известняка, способного поглощать воду, дренаж водоносных пород можно

произвести путем проходки скважин до известняка. Тогда вода, поступающая в скважину, будет стекать вниз и поглощаться известняком, при этом, само собой понятно, никаких установок насосов не требуется. Такие водопоглощающие известняки имеются например в некоторых районах Подмосковного бассейна, на Керченском полуострове (Крым) в районе залегания железных руд в Камыш-Буруне.

Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 43.

3. *Дренаж при помощи шахт.* Дренаж при помощи шахт обыкновенно производится в комбинации с буровыми скважинами. Этот способ осуществляется следующим образом. Проходятся скважины *B* и, по крайней мере, две шахты *A* до подстилающей полезное ископаемое породы (рис. 43), по полезному ископаемому шахты соединяются сбойкой *a* (рис. 43, фиг. 2); от сбойки к буровым скважинам *B* проходятся штреки *b*. Когда указанная сеть выработок пройдена, вода из водоносных пластов по скважинам стекает в штреки и по ним течет к шахтам, из которых уже и выкачивается насосами за пределы участка. Благодаря этому уменьшается число насосных установок, так как при этом способе насосные установки нужны только при шахтах, а не при серии скважин, как в случае осушения одними скважинами. Это удешевляет затраты на приобретение насосов и их установку, а также снижает расходыпо содержанию рабсилы, обслуживающей насосы. Зато проходка шахт и указанных выше выработок требует больше времени и обходится дорого.

В Германии, для ускорения и удешевления, проходка шахт производится бурением по способу Ценслера (см. курс «Проходка шахт»). Эти шахты имеют диаметр 1 200—1 500 *мм* и оборудуются небольшим скиповым подъемом.

Прежде чем остановиться на одном из трех указанных способов дренажа грунтовых вод, необходимо сделать подсчеты стоимости по каждому варианту с учетом условий залегания пород и их характера. Способ наиболее дешевый, но в то же время дающий наилучшую осушку и будет наиболее рациональным для данного месторождения.

Одновременно с дренажем пород, перекрывающих полезное ископаемое, и самого полезного ископаемого необходимо также производить осушение пород, подстилающих полезное ископаемое. Это необходимо для того, чтобы предохранить выработки от затопления благодаря прорыву воды из почвы. Дренаж подстилающих пород обычно производится при помощи тех же дренажных выработок, которые для этой цели опускаются на достаточную глубину в породы, подстилающие полезное ископаемое.

§ 26. РАСЧЕТ СЕЧЕНИЯ КАНАВ

Сечение канав должно быть подобрано таким, чтобы через него могло протекать требуемое количество воды без повышения уровня ее выше желательной отметки. Для расчета употребляются следующие формулы:

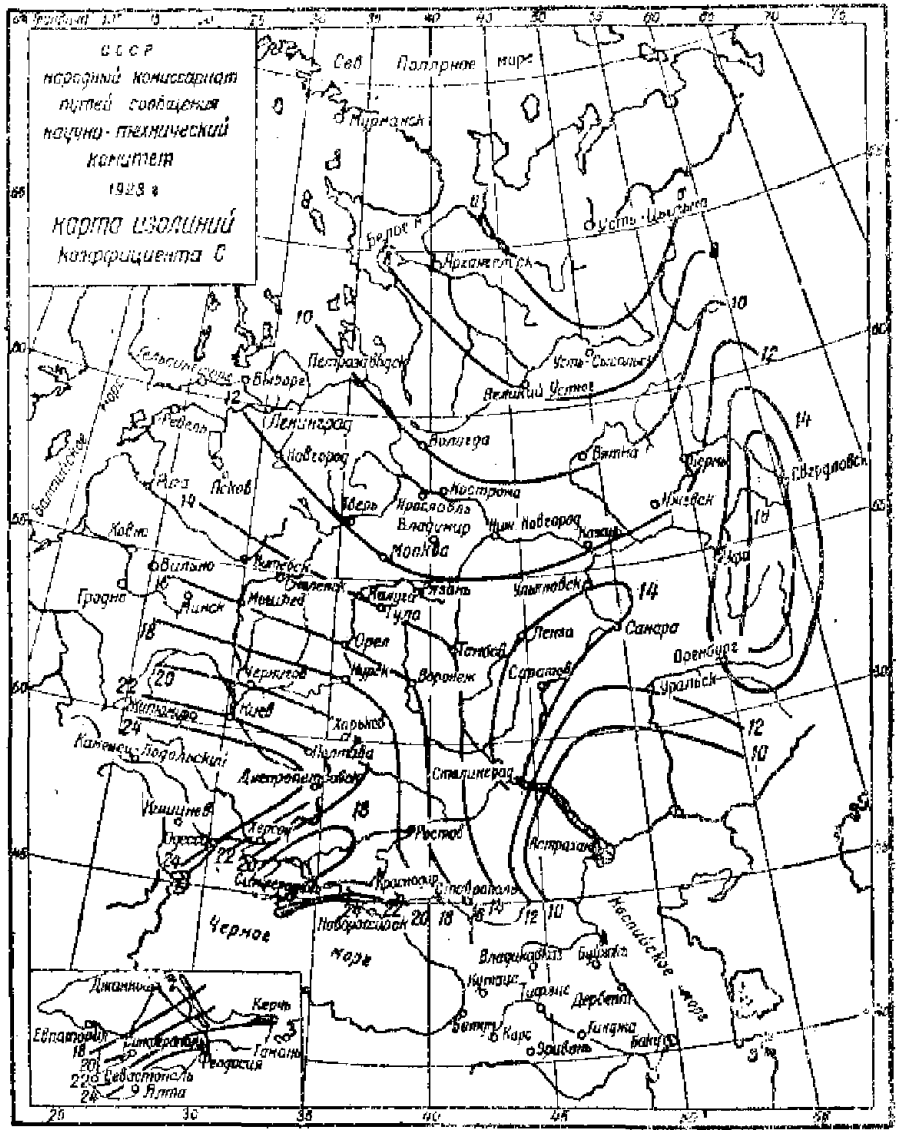


Рис. 44.

$$Q = Fv, \tag{35}$$

$$v = K\sqrt{Ri}, \tag{36}$$

где: Q — количество воды, протекающее в 1 сек., в куб. метрах.
F — площадь сечения в кв. метрах.

v — скорость течения воды по канаве в метрах в секунду.
R — гидравлический радиус сечения.

Гидравлическим радиусом называется отношение площади поперечного сечения F к смачиваемому периметру канавы P, т. е.

$$R = \frac{F}{P}. \tag{37}$$

i — уклон дна канавы в тысячных долях.
K — коэфициент.

Количество протекающей воды Q. Поверхностные канавы обыкновенно служат не только для отвода постоянного притока грунтовых вод, но и для отвода атмосферных осадков, выпадающих в виде дождя или снега.

При расчете сечения канав количество тех и других вод нам должно быть известно.

Приток грунтовых вод, как мы указывали в § 20, должен быть определен при гидрогеологических изысканиях. Определение же количества атмосферных осадков производят по двум моментам:

1) по количеству воды в период таяния снега и
2) по наибольшему количеству притекающих к канаве ливневых вод.

Из полученных при рассмотрении этих моментов цифр выбирают наибольшую и по ней производят все дальнейшие расчеты.

Для определения притока воды при таянии снега можно пользоваться следующей формулой:

$$Q = \psi(D_1 + D_2)W, \tag{38}$$

где:

D_1 — количество воды, поступающее в канаву, в куб. метрах, в секунду с площади равной 1 *кв. км*. Эта величина зависит от толщины снежного покрова, его плотности и скорости таяния снега.
D_2 — количество воды, выпадающее в секунду на площади кв. километра при дожде во время таяния снега, выраженное, в куб. метрах.
W — площадь, с которой, судя по рельефу местности, вода может стекать к канаве, выраженная в кв. километрах.
ψ — коэфициент поглощения почвой протекающей по ней воды.

Величина этого коэфициента близка к единице, так как земля при таянии снега еще оледенелая, и поэтому ее можно считать почти непроницаемой.

Величины D_1 и D_2 должны определяться из данных метеорологических обследований.

Определение же ливневых вод может быть произведено по формуле

$$Q = C\alpha W, \tag{39}$$

где:

W — площадь, с которой, судя по рельефу местности, вода может стекать к канаве, выраженная в кв. километрах.
C — количество воды в куб. метрах в секунду, притекающее при коэфициенте $\alpha = 1$ с площади в 1 *кв. км* зависимости от климатических и гидрологических условий данного района.
Величина коэфициента C определяется по карте изолиний, которая составляется метеорологической обсерваторией. На рис. 44 приведена такая карта, на ней жирными линиями нанесены изолинии, т. е. линии вероятной одинаковой интенсивности ливней; цифры, проставленные в концах изолиний, обозначают количество воды в куб. метрах, выпадающей на кв. километр в секунду.
Если проектируемый карьер располагается не на изолинии, а где-то между изолиниями, то коэфициент C для него определяется *интерполяцией* с точностью до целых единиц.
α — коэфициент, зависящий от длины пути, который вода должна пробежать до канавы, т. е. от длины площади и от величины уклона площади к канаве.
Этот коэфициент определяется по табл. 12 и 13.

Допускается уменьшение расчетной величины Q:
1) Не более чем на 50% при исключительных условиях, т. е. при сильно проницаемых почвах, покрывающих большую часть площади, именно:
а) при сыпучих песках с мощностью их залегания не менее 1 *м*;
б) при рыхлых осыпях из щебня и гальки;
в) при сильно трещиноватых известняках и гипсах.
2) Не более чем на 20% для площади свыше 20 *кв. км*, покрытой при этом на большей части площади лесом.

Таблица 12.

Значения коэфициента α при величине C меньшей или равной 12.

Длина бассейна в км	Уклон											
	0,001	0,002	0,003	0,004	0,005	0,006	0,008	0,010	0,015	0,020	0,050	0,100
0	0,2	0,25	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	,1	1,15	1,2	1,25
1	0,18	0,225	0,270	0,36	0,450	0,54	0,72	0,90	0,990	1,035	1,08	1,125
2	0,15	0,188	0,225	0,30	0,375	0,45	0,60	0,75	0,825	0,863	0,90	0,938
3	0,11	0,138	0,165	0,22	0,275	0,33	0,44	0,55	0,605	0,633	0,66	0,688
4	0,083	0,104	0,135	0,18	0,225	0,27	0,36	0,45	0,495	0,518	0,54	0,563
5	0,066	0,083	0,108	0,144	0,185	0,222	0,296	0,37	0,407	0,426	0,444	0,463
6	0,055	0,069	0,090	0,120	0,154	0,185	0,254	0,317	0,347	0,365	0,380	0,396
7	0,047	0,059	0,077	0,103	0,132	0,159	0,218	0,272	0,308	0,322	0,336	0,350
8	0,041	0,052	0,068	0,090	0,116	0,139	0,191	0,238	0,270	0,282	0,300	0,313
10	0,033	0,041	0,054	0,072	0,093	0,110	0,152	0,190	0,216	0,225	0,240	0,250
12	0,028	0,035	0,045	0,060	0,077	0,093	0,127	0,159	0,180	0,188	0,200	0,209
14	0,024	0,030	0,039	0,051	0,066	0,079	0,109	0 136	0,154	0,161	0,171	0,179
16	0,021	0,026	0,034	0,045	0,058	0,069	0,095	0,119	0,135	0,141	0,150	0,157
18	0,018	0,023	0,030	0,040	0,051	0,062	0,085	0,106	0,120	0,125	0,133	0,139
20	0,017	0,021	0,027	0,036	0,046	0,056	0,076	0,095	0,108	0,113	0,120	0,125

Таблица 13.

Значения коэфициента α при величине *C* большей 12.

Длина бассейна, в км	Уклон											
	0,001	0,002	0,003	0,004	0,005	0,006	0,008	0,010	0,015	0,020	0,050	0,100
0	0,20	0,25	0,30	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,1	1,15	1,2	1,25
1	0,18	0,225	0,270	0,36	0,45	0,54	0,72	0,90	0,990	1,035	1,08	1,125
2	0,15	0,188	0,225	0,30	0,375	0,45	0,60	0,75	0,825	0,863	0,90	0,938
3	0,11	0,138	0,165	0,22	0,275	0,32	0,44	0,55	0,605	0,633	0,66	0,688
4	0,09	0,113	0,135	0,18	0,225	0,27	0,36	0,45	0,495	0,518	0,54	0,563
5	0,074	0,093	0,111	0,148	0,185	0,222	0,296	0,37	0,407	0,426	0,444	0,463
6	0,063	0 079	0,095	0,127	0,159	0,190	0,254	0,317	0,349	0,365	0,380	0,396
7	0,056	0,070	0,084	0,112	0,140	0,168	0,224	0,280	0,308	0,322	0,336	0,350
8	0,050	0,063	0,075	0,100	0,125	0,150	0,200	0,250	0,275	0,288	0,300	0,313
10	0,042	0,053	0,063	0,084	0,105	0,126	0,168	0,210	0,231	0,242	0,252	0,263
12	0,035	0,046	0,055	0,073	0,092	0,110	0,146	0,183	0,201	0,210	0,220	0,229
14	0,030	0,039	0,049	0,066	0,082	0,098	0,131	0,164	0,180	0,189	0,197	0,205
16	0,026	0,035	0,043	0,060	0,075	0,090	0,120	0,150	0,165	0,173	0,180	0,188
18	0,023	0,031	0,038	0,053	0,068	0,082	0,109	0,136	0,150	0,156	0,163	0,170
20	0,021	0,028	0,034	0,048	0,061	0,075	0,100	0,125	0,138	0,144	0,150	0,156

Надлежит повышать расчетную величину Q, но не более чем на 30%, при особо неблагоприятных условиях, способствующих увеличению стока вод, когда грунт на большей части площади состоит из непроницаемых пород, а именно:

а) сплошной скалы из массивных кристаллических пород при отсутствии трещин или при наличии трещин в небольшом количестве, которые не могут оказать влияния на величину стока;

б) жирной глины.

Пример. Положим, что наш карьер находится около г. Москвы и что на основании гидрогеологических изысканий определено, что в канаву поступают грунтовые воды в количестве 0,3 *куб. м* в секунду. Допустим, что, судя по топографическому плану, вода может стекать к канаве с площади 1 000 000 *кв. м*, т. е. с 1 *кв. км*, и что площадь имеет средний поперечный уклон 0,1, а длина площади, считая от канавы до крайней границы ее, от которой вода может стекать в канаву– 2 *км*. Метеорологические данные показывают, что количество осадков за зимний период (декабрь, январь, февраль и часть марта) равна 74 *мм* на 1 *кв. м*, а наибольший дождь во время таяния снега дает толщину слоя воды 0,25 *мм* в минуту. Тогда количество зимних осадков D_1, которое должно быть в секунду пропущено по канаве с площади в 1 *кв. км* за время таяния снега (примем продолжительность интенсивного таяния равной 30 дням), будет выражаться следующей величиной.

$$D_1 = \frac{74 \cdot 1\,000\,000}{30 \cdot 24 \cdot 60 \cdot 60 \cdot 1000} = 0{,}028 \ м^3/сек.$$

Величина же

$$D_2 = \frac{0{,}25 \cdot 1\,000\,000}{60 \cdot 1000} = 4{,}157 \ м^3/сек.$$

Для определения пропускной способности канавы во время таяния снега подставим найденные величины в формулу (38), причем коэфициент ψ примем равным 0,9.

Тогда

$$Q = 0{,}9(0{,}028 + 4{,}167) \cdot 1 = 4{,}195 \ м^3/сек.$$

Принимая же во внимание приток грунтовых вод, находим потребную пропускную способность канавы в

$$Q = 4{,}195 + 0{,}3 = 4{,}495 \text{ или кругло } 4{,}5 \ м^3/сек.$$

Посмотрим, какое количество воды должна пропустить канава летом во время ливня. По карте с изолиниями около Москвы проходит изолиния 12. Коэфициент *C* по табл. 12 для условий нашего карьера будет равен 0,938.

Подставляя эти величины в формулу (39), находим

$$Q = 12 \cdot 0{,}938 \cdot 1 = 11{,}256 \ м^3/сек.$$

Прибавляя к этой величине приток грунтовых вод, получим

$$Q = 11{,}256 + 0{,}3 = 11{,}556, \text{ или кругло } 11{,}5 \ м^3/сек.$$

Сравнивая эту величину с вычисленной для периода таяния снега, приходим к заключению, что летний приток больше, а следовательно и должен быть принят для расчета сечения канавы.

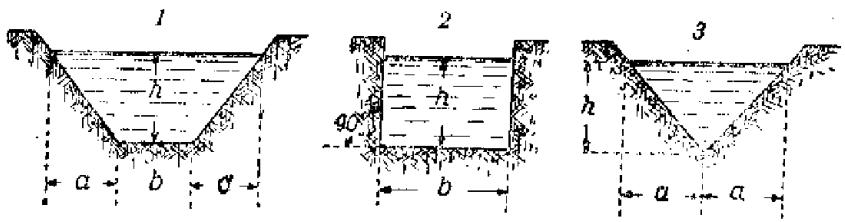


Рис. 45.

Сечение канавы. Сечение канавы может быть трапецоидальным (рис. 45, фиг. *1*), прямоугольным (фиг. *2*) и треугольным (фиг. *3*). Площадь сечения канавы, занятой водой, определяется по следующим формулам (значение букв понятно из чертежа):

Для трапецоидального сечения

0) $$F = ha + hb,$$

и, если величину a выразить через h и угол откоса бортов α, получим выражение

1) $$F = h^2 \operatorname{ctg} \alpha + hb.$$

Для прямоугольного

2) $$F = bh.$$

Для треугольного

3) $$F = ah.$$

Наиболее употребительным сечением является трапецоидальное. Надо заметить, что

для устойчивости канавы, чем больше расход воды, глубина, уклон дна и скорость течения, тем отложе должны быть сделаны откосы.

Наивыгоднейшим сечением канавы является такое сечение, в котором при данном расходе Q и уклоне дна i, получается наименьшая площадь живого сечения. Определение такого трапецоидального сечения можно сделать по формуле

$$\frac{b}{h} = 2\sqrt{1+S^2} - 2S \tag{44}$$

или

$$\frac{F}{h^2} = 2\sqrt{1+S^2} - S, \tag{45}$$

где S — отношение заложения откоса (a) к высоте (h), т. е.

$$S = \frac{a}{h}. \tag{46}$$

Величины отношений $\frac{b}{h}$ и $\frac{F}{h^2}$ при различных значениях S приводятся в табл. 14.

Таблица 14.

S	5	4,5	4,0	3,5	3,0	2,5	2,0	1,5	1,0	0,75	0,5	0
$\frac{b}{h} = 2\sqrt{1+S^2} - 2S$ . .	0,20	0,22	0,25	0,28	0,32	0,38	0,47	0,61	0,83	1,00	1,24	2,0
$\frac{F}{h^2} = 2\sqrt{1+S^2} - S$ . .	5,20	4,72	4,25	3,78	3,32	2,88	2,47	2,10	1,82	1,75	1,74	2,0

Скорость течения воды. Скорость течения воды в канаве должна быть выбрана такой, чтобы дно канавы не разрушалось от действия воды. Для выполнения этого требования средняя скорость течения по всему сечению канав в *м/сек* не должна быть выше приводимых в помещаемой ниже табл. 15.

Таблица 15.

Допустимая скорость течения воды в канаве.

Породы, в которых пройдена канава	Скорость течения в м/сек
Илистый грунт и бурая горшечная глина .	0,12
Мелкий песок	0,16
Глина и жирная глина	0,25
Речной жирный песок	0,50
Гравистый грунт	1,00
Каменистое дно из крупных камней	1,25
Смесь из кусков сланцевых пород	1,80
Слоистые горные породы	2,30
Твердые скалистые породы неслоистого сложения	3,50

Если в канаве не должно происходить отложения осадков, то средняя скорость не должна быть меньше:

Если в воде имеется муть . . . . . $v = 0{,}25$ *м/сек*
» следует опасаться осаждения песка . . . . . $v = 0{,}50$ *м/сек*

Уклон. При равном уклоне и одинаковом сечении канавы вода движется с одинаковой скоростью, и поверхность воды при этом параллельна дну. Небольшие канавы делаются редко с уклоном меньшим чем 0,002, для главных канав достаточен уклон от 0,00025 до 0,0001 и даже менее.

Коэфициент К (см. формулу 36). Для определения коэфициента K можно воспользоваться формулой Гангилье-Куттера, которая имеет следующий вид:

$$K = \frac{23 + \frac{1}{n} + \frac{0{,}00155}{i}}{1 + \left(23 + \frac{0{,}00155}{i}\right)\frac{n}{\sqrt{R}}}. \tag{47}$$

В этой формуле n является коэфициентом шероховатости стенок канавы и изменяется от 0,01 до 0,04.

В табл. 16 приводим встречающиеся в условиях горного дела значения n.

Таблица 16.

Значения коэфициента n.

	Характер русла	n
1	Для канав с гладко обделанными цементными стенками или чисто выструганными досками	0,010
2	Для канав закрепленных необделанными досками	0,013
3	Обыкновенная бутовая кладка в удовлетворительном состоянии, гладкая, весьма хорошо разработанная скала	0,017
4	Очень грубая бутовая кладка, сухая кладка из крупных камней; канавы, чисто высеченные в скале, канавы в лёссе, плотном гравии, плотной земле	0,020
5	Большие земляные канавы при средних условиях содержания, а малые — в хороших	0,025

В табл. 17 приводим значения K, вычисленные по формуле (47) для разных уклонов i при разном гидравлическом радиусе R и коэфициенте шероховатости n.

Задача. Найти наивыгоднейшие размеры канавы трапецоидального сечения, которая должна быть пройдена в глине для выведенного нами выше количества воды $Q = 11{,}5$ *м/сек* при уклоне $i = 0{,}0004$ и при коэфициенте откоса $S = 1{,}5$.

По табл. 14 находим значение отношения $\frac{b}{h} = 0{,}61$. Отсюда $b = 0{,}61\,h$.

В формулу (35) для Q подставляем выражение (36) для v, получаем

$$Q = F \cdot K \cdot \sqrt{Ri}. \tag{5}$$

Таблица 17.

Значения коэфициента K.

Коэфициент n	Гидравл. радиус R в $м$	Уклоны i						
		0,000025	0,000050	0,0001	0,0002	0,0004	0,001	0,01
0,010	0,05	38	44	51	54	56	57	58
	0,10	49	56	61	65	68	70	71
	0,20	63	70	74	77	78	79	80
	0,30	72	77	81	84	85	86	86
	0,50	83	86	88	90	91	91	91
	1,00	100	100	100	100	100	100	100
	2,00	115	111	109	107	106	105	105
	3,00	124	117	113	111	110	109	108
	5,00	134	123	118	115	113	112	111
	15,00	151	135	125	121	118	117	116
0,013	0,05	28	31	35	38	40	41	42
	0,10	36	40	44	47	49	50	51
	0,20	46	50	53	56	58	59	59
	0,30	53	57	60	63	64	64	65
	0,50	62	65	67	69	69	70	70
	1,00	77	77	77	77	77	77	77
	2,00	90	87	85	84	83	82	82
	3,00	99	94	89	88	87	86	85
	5,00	108	100	93	91	90	89	88
	15,00	125	114	102	98	96	94	92
0,017	0,05	19	22	24	26	28	29	29
	0,10	25	29	32	34	35	36	36
	0,20	34	37	39	41	42	42	43
	0,30	40	43	45	46	47	47	48
	0,50	47	49	50	51	51	52	52
	1,00	58	58	58	58	58	58	58
	2,00	71	69	67	66	65	64	64
	3,00	78	74	71	70	69	68	68
	5,00	87	79	75	73	72	71	70
	15,00	105	90	83	79	77	76	75
0,020	0,05	15	18	20	21	23	23	24
	0,10	21	23	25	28	29	29	30
	0,20	28	30	32	34	35	36	36
	0,30	33	35	37	38	39	40	40
	0,50	40	41	42	43	43	44	44
	1,00	50	50	50	50	50	50	50
	2,00	61	59	57	56	56	55	55
	3,00	69	64	61	59	59	58	58
	5,00	76	70	66	63	62	61	61
	15,00	94	81	74	70	68	67	66
0,025	0,05	12	13	15	16	17	18	18
	0,10	17	18	19	20	21	22	22
	0,20	22	23	24	25	26	27	27
	0,30	26	28	29	30	30	31	31
	0,50	31	32	33	34	34	35	35
	1,00	40	40	40	40	40	40	40
	2,00	50	48	47	46	45	45	45
	3,00	56	53	51	49	48	48	47
	5,00	64	59	54	53	52	51	50
	15,00	81	71	63	59	57	56	55

Из этого равенства определяем соотношение

$$\frac{Q}{\sqrt{i}} = F \cdot K \cdot \sqrt{R}, \tag{49}$$

но по нашим данным

$$\frac{Q}{\sqrt{i}} = \frac{11{,}5}{\sqrt{0{,}0004}} = 575,$$

а следовательно

$$F \cdot K \cdot \sqrt{R} = 575.$$

Задаемся различными значениями h=0,5; 0,75; 1,0; 2,0 и 2,5 и для этих значений определяем b, смоченный периметр P, F, R, K и величину произведения $F \cdot K \sqrt{R}$.

При h=0,5 $м$, b =0,61 h=0,305. Смачиваемый периметр равен ширине дна b канавы плюс длина обоих откосов до поверхности воды в канаве. Длину откоса b находим из прямоугольного треугольника, один катет которого (рис. 45) a=1,5 h, а второй равен высоте h, тогда

$$l = \sqrt{(1{,}5h)^2 + h^2} = \sqrt{3{,}25\,h^2} = h\sqrt{3{,}25} = 1{,}8\,h = 1{,}8 \cdot 0{,}5 = 0{,}9 \ м.$$

Периметр $P = 0{,}305 + 2 \cdot 0{,}9 = 2{,}105$

Площадь сечения

$$F = \frac{0{,}305 + (0{,}305 + 2 \cdot 1{,}5 \cdot 0{,}5)}{2} 0{,}5 = 0{,}530 \ кв.\ м.$$

Гидравлический радиус

$$R = \frac{F}{P} = \frac{0{,}530}{2{,}105} = 0{,}25.$$

Коэфициент n для глины по табл 16 можно принять равным 0,020.

Руководствуясь данным уклоном i и определенными n и R, находим коэфициент K или по формуле (47)

$$K = \frac{23 + \frac{1}{0{,}020} + \frac{0{,}00155}{0{,}0004}}{1 + \left(23 + \frac{0{,}00155}{0{,}0004}\right)\frac{0{,}020}{\sqrt{0{,}25}}} = 37,$$

или по табл. 17.

Произведение $F.K\sqrt{R} = 0{,}530 \times 37\sqrt{0{,}25} = 9{,}8$. Проделывая те же самые вычисления для значений h=0,75, 1,0 и т. д., составляем таблицу:

Таблица 18.

h	b	P	F	R	$\sqrt{R}$	K	$FK\sqrt{R}$
0,50	0,305	2,105	0,530	0,25	0.5	37	9,8
0,75	0,458	3,158	1,187	0,38	0.62	38	27,9
1,00	0,610	4,210	2,11	0,50	0,707	43	63,5
2,00	1,220	8,420	8,44	1,00	1,00	50	422,0
2,50	1,525	10,525	13,175	1,25	1,12	53	782,1

По полученным точкам строим кривую, откладывая по оси абсцисс (горизонтальная линия) (рис. 46) глубину, а по оси ординат (вертикальная линия) величину произведения $F \cdot K \cdot \sqrt{R}$.

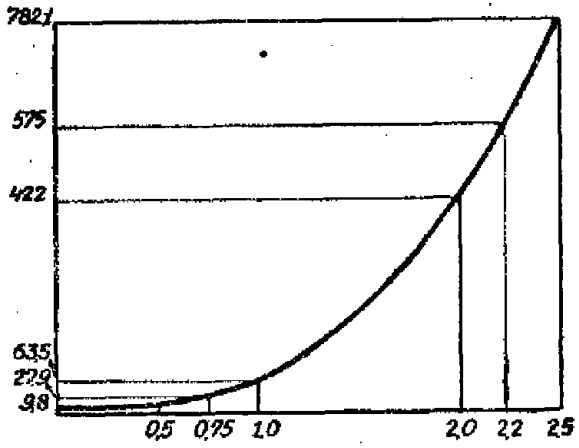


Рис. 46.

На кривой находим точку, отвечающую вычисленной выше величине $F \cdot K \cdot \sqrt{R} = 575$, и по ней на оси абсцисс — отвечающую ей высоту $h = 2{,}2$, затем по отношению $\frac{b}{h} = 0{,}61$ находим $b = 0{,}61 \cdot 2{,}2$ *м* $= 1{,}342$ *м*.

Расчет по приведенным формулам на практике часто упрощается путем применения составленных для этой цели номограмм и таблиц.

§ 27. ВАЛКА ЛЕСА

Валка дерева производится или вместе с корнем, или сначала ствол снимается с корня так, что в земле остается пень. В последнем случае приходится отдельно удалять пень, т. е. производить *корчевку*.

В виду того, что при открытых разработках иногда приходится сводить большие лесные массивы с больших площадей, а горные ВТУЗы не знакомят с методами валки леса, остановимся несколько подробнее на этих работах.

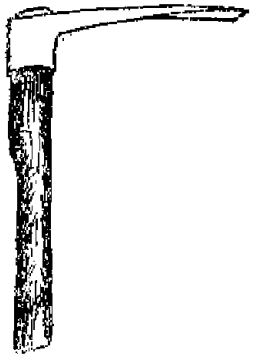


Рис. 47.

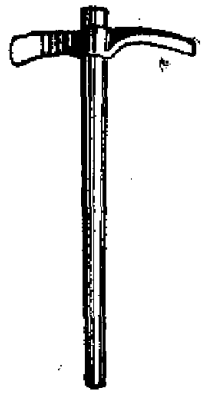


Рис. 48.

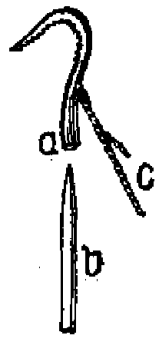


Рис. 49.

При валке дерева с корнем необходимо прежде всего окопать корни, при этом мелкие разветвления и концы главных корней обрубаются. Инструментом для этих работ служат: узкая, несколько изогнутая и острая на конце *корчевальная кайла* (рис. 47), *топор-мотыга* (рис. 48),

также обыкновенный *лесорубочный топор*. Подготовленное дерево валится в желательном направлении. В простейшем случае это достигается при помощи веревок, прикрепляемых к стволу или ветвям дерева на некоторой высоте от почвы. Очень удобным орудием для прикрепления веревок к дереву является *железный крюк* (рис. 49) с зазубренной вогнутой стороной, снабженный на конце *a* конической полостью. С помощью шеста *b*, вставляемого в эту полость, крюк поднимается и зацепляется за ствол или толстую ветку, после чего шест удаляется, а рабочие тянутся за веревку *c* и валят дерево.

Для облегчения валки пользуются различными механическими приспособлениями, основанными на принципе рычага. Этим приспособлениям дают название *древовалов*. На рис. 50 показан *простейший древовал*. Цепь *a* обхватывает один из главных корней дерева и конец рычага *b*; другой конец рычага опирается на землю. Под приподнятый конец рычага подводится домкрат *c*, работая которым приподнимают корни и таким образом валят дерево.

На рис. 51 изображен *швейцарский древовал*, известный под названием *лесной чорт*. Он состоит из деревянного рычага, длиною около

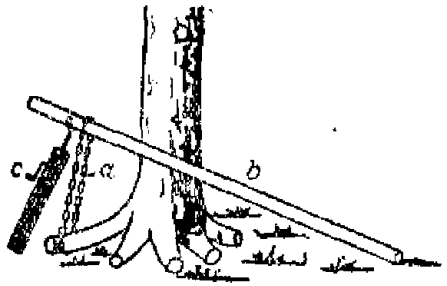


Рис. 50.

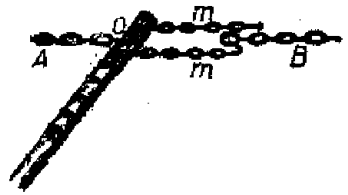


Рис. 51.

м, окованного в нескольких местах железом, и четырех цепей *B*, *A*, и *m*. Три из этих цепей *m*, *m* и *A* связаны с рычагом при помощи коб *O* и железных болтов на расстоянии 200 *мм* один от другого. Цепи *m* — короткие, а *A* — более длинная; все они снабжены крючьями. Цепь прикрепляется своим свободным концом к прочному пню. Четвертая пь *B* одним своим концом прикрепляется к сваливаемому дереву на — $^2/_3$ высоты ствола, а другой подводится к цепям *m*. Если качать ычаг в одну и в другую стороны, то либо одна, либо другая цепь *m* дет приближаться к цепи *B*, чем и пользуются во время работы. Крюк одной из цепей *m*, например той, которая находится на самом конце ычага, заводят например во второе звено свободного конца цепи *B* поворачивают длинное плечо рычага вправо. Тогда заведенная цепь ойдет влево и подтянет дерево к рычагу, а вторая свободная цепь *m* ереместится вправо настолько, что крючок ее можно будет завести в етье, четвертое или вообще в одно из следующих звеньев цепи *B*, жайших к сваливаемому дереву. Сделав это, вращают рычаг обратно. гда вторая цепь *m* будет наклонять и подтягивать дерево, а первая ободится и ею можно будет зацепить за звено цепи *B* еще более близе к дереву. Продолжая таким образом качать рычаг и забирая у цепи *B* степенно звено за звеном, можно повалить дерево в сторону древовала.

Рычаг устанавливается при работе горизонтально. Для валки к рычагу ставится 3—4 человека.

При пользовании шнейдерским древовалом необходимо соблюдать большую осторожность, во-первых, потому, что дерево валится в направлении к рабочим, и, во-вторых, потому, что цепи могут лопнуть.

На рис. 52 показана установка *древовала Вомана*, а на рис. 53—деталь этого древовала. На земле вблизи сваливаемого дерева укрепляется кольями доска *Z* из твердого материала (дуба, бука), шириною около 360 *мм*, снабженная зубчатыми выступами глубиной около 75 *мм*. Затем берется деревянный шест *m* толщиной 150—200 *мм* и длиной 4—5 *м*

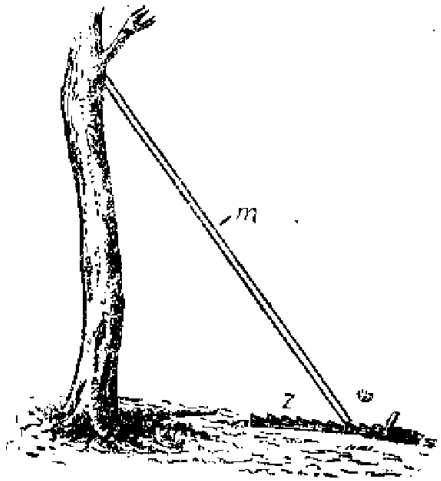


Рис. 52.

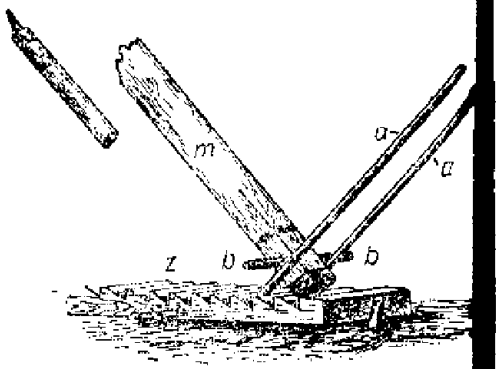


Рис. 53.

с железным острием на верхнем конце и поперечным штырем *b* на нижнем окованном конце (рис. 53). Острием шест упирается в сваливаемое дерево, а нижним концом—в один из зубцов доски *Z*. С помощью двух ваг *a*, подводимых под штырь *b* и накладываемых своими концами на зубцы, шест постепенно продвигается с зубца на зубец; при этом движении дерево наклоняется все больше и больше и в конце концов сваливается. В более усовершенствованных конструкциях нижний конец шеста продвигается вдоль доски *Z* винтом в особых направляющих, устроенных в ней.

Современный древовал, впервые изобретенный в Австралии, изображен на рис. 54 и 55. Первый рисунок показывает установку его для валки дерева, а второй—отдельные части. Этот древовал состоит из зубчатой рейки *a* (рис. 55), по которой с помощью специального храпового устройства при качании ручки *b* передвигается отливка *c*. Вместе с отливкой поднимается вставленный в нее металлический стержень *d*, верхний заостренный конец которого упирается в сваливаемое дерево. Зубчатая рейка в нижнем своем конце имеет металлическую пяту, которой древовал, при установке для валки дерева, упирается в уложенный на землю деревянный или металлический брус. При качании ручки *b* отливка *c* вместе со стержнем *d* поднимается кверху, заостренный конец стержня нажимает на ствол дерева (рис. 54), сначала врезается в него, а затем валит, выворачивая его с корнями, которые предварительно должны быть подрублены. Для валки высоких деревьев применяется более длинный стержень *d*,

Рис. 54.

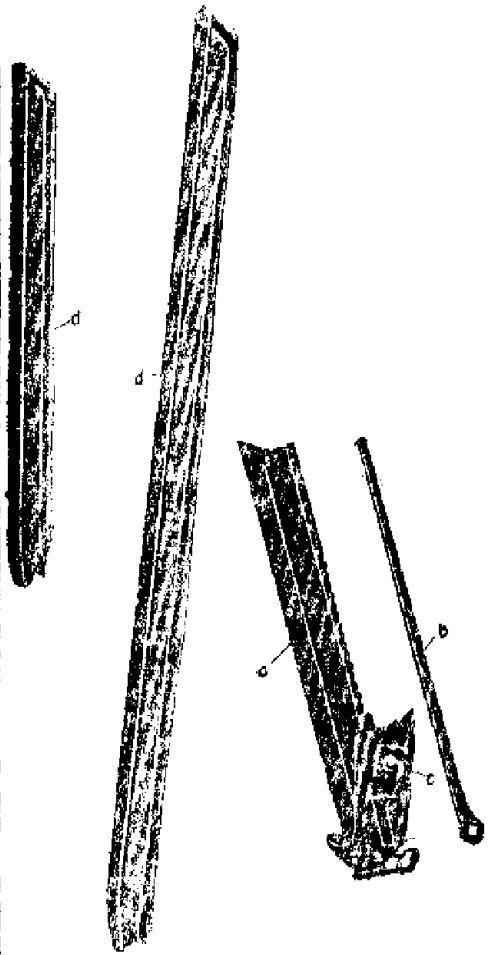


Рис. 55.

а для небольших деревьев—более короткий.

Описанные древовалы дешевы, очень удобны, занимают мало места, не требуют для установки соседнего пня или дерева, хорошо направляют сваливаемое дерево и при этом в сторону от рабочих, что способствует безопасности работ.

Валка леса может быть осуществлена при помощи небольшой лебедки, приводящейся в действие одним человеком. Для работы этой лебедки необходимо наличие по соседству со сваливаемым деревом прочного пня или дерева.

На рис. 56 показана установка такой лебедки для валки леса, а на рис. 57—прикрепление лебедки к соседнему дереву. Конец намотанного на барабан лебедки каната *a* (рис. 57) огибает направляющий ролик *b*, и, далее, возможно ближе к земле, ствол упорного дерева или пня, после чего прикрепляется к станине лебедки.

Направляющий ролик прикрепляется к специальному зажиму *c*, в котором зажимается тяговой канат *d*. Другой конец тягового каната прикрепляется к сваливаемому дереву возможно

выше от земли (рис. 56). Работая рычагом *е*, заставляют канат *а* навиваться на барабан, при этом тяговой канат *d* натягивается и валит дерево, к которому прикреплен другой его конец. Длина тягового каната достигает 54 *м*. Это дает возможность выбрать надежную опору для укрепления лебедки и безопасно свалить с одной установки деревья на площади до 1 *га*.

Рис. 56.

Описанная лебедка развивает тяговое усилие, равное 24 *т*.

При валке леса нередко пользуются также и *зачалками*, т. е. веревками, прикрепленными к дереву вверху. Зачалками направляют дерево и помогают его падению.

Корчевание пней. Если сначала производить только снятие дерева с корня, то для подготовки участка к открытым работам необходимо в некоторых случаях произвести работу по удалению пней, т. е. произвести *корчевку*. Корчевка оставшихся пней значительно труднее по сравнению с описанной выше корчевкой вместе с валкой деревьев. Это объясняется тем, что в последнем случае ствол дерева действует как рычаг, благодаря чему и облегчается работа.

Корчевку пней производят: 1) вручную, 2) взрыванием и 3) машинами.

Корчевание вручную пригодно только для леса, диаметром до 30 *см*; при более крупных пнях этот способ работы невыгоден из-за своей медленности и большой затраты рабочей силы. Так, для корчевки 1 *га* в зависимости от крупности пней требуется от 80 до 200 человек.

Ручная корчевка производится с помощью *ломов*, *баг*, *топоров*, *кайл* и *лопат*. Очень удобным орудием является так называемая *вертелка или лесной зубодер* (рис. 58). Лесной зубодер представляет собой снабженный оковкой рычаг с вилкой на конце и крюком, одетым на него при помощи кольца. Применение этого орудия ясно из рисунков 58 и 59. В первом случае пень вывертывается, а во втором приподнимается. Для корчевания можно пользоваться швейцарским древовалом (рис. 51), прикрепляя конец цепи *В* к одному из корней, как показано на рис. 60.

Рис. 57.

Взрывание пней является работой быстрой и часто наиболее дешевой. Для корчевания пней взрывным способом заряды помещаются между корнями в специально выбуренных в грунте шпурах. Расположение

шпуров зависит от расположения корней у удаляемого пня. Так: 1) если пень имеет корни, идущие *параллельно поверхности земли*, шпур рас-

Рис. 58.

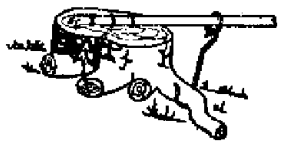


Рис. 59.

Рис. 60.

полагают таким образом, чтобы заряд приходился под центром пня (рис. 61); 2) если пень имеет *стержневой корень* или, как говорят, *редькой*, а также и в тех случаях, когда полет осколков древесины желают направить в определенную сторону, шпуры проходятся сбоку пня (рис. 62) так, чтобы заряд пришелся бы в стороне от центра пня; 3) пни, имеющие глубокие корни редькой, можно взрывать при помощи зарядов, расположенных в шпурах, высверленных в древесине пня (рис. 63) по оси пня или сбоку наклонно.

Рис. 61.

В последнем случае шпур располагается с таким расчетом, чтобы конец его пришелся по оси пня на глубине 2 диаметров пня ниже поверхности грунта.

Вес заряда взрывчатого вещества для подрывания каждого пня при заложении шпуров по первому или второму способу определяется из расчета по 20—25 г на каждый 1 см диаметра пня; при взрывании по 3-му способу (шпур в древесине) заряд может быть уменьшен примерно в три раза, и его обыкновенно берут из расчета 7,5 г на 1 см диаметра пня.

Рис. 62.

Взрывные работы по корчеванию пней должны вестись с соблюдением всех правил безопасного ведения взрывных работ.

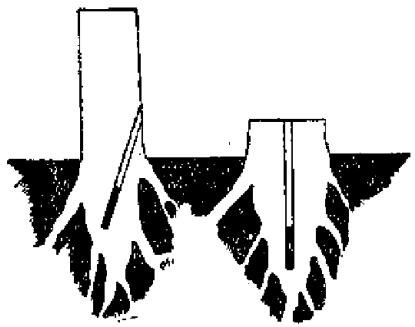


Рис. 63.

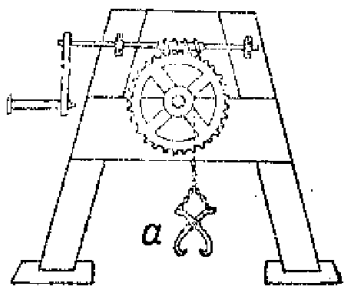


Рис. 64.

Машинная корчевка производится: 1) либо выдергиванием пня кверху, 2) либо опрокидыванием его.

Для выдергивания пня применяется *корчевальная лебедка*, изображенная на рис. 64. Лебедка располагается над пнем. Клещами *a*, прикрепленными к цепи или канату, захватывается пень, и при действии лебедки выдергивается из грунта.

Для опрокидывания пня вместе с корнем применяется специальная корчевальная машина *с конным, тракторным и ручным приводом.*

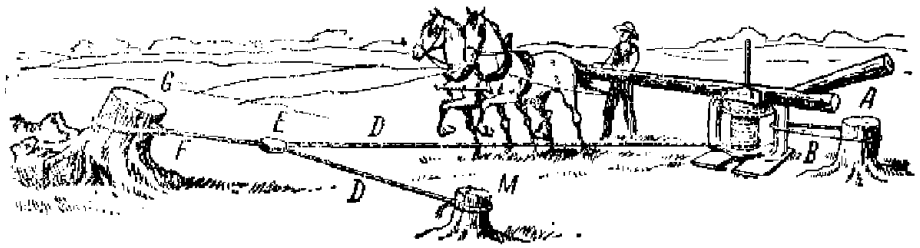


Рис. 65.

Опишем применение машины *«Геркулес»*. Эта машина (рис. 65) состоит из вертикальной катушки *B*, на которую наматывается стальной канат *D*. Один конец каната укрепляется в нижней части барабана, а другой, огибая блок *E*, прикрепляется к якорному пню *M*. От блока идет второй канат *F*, который обхватывает корчуемый пень *G*. Сама корчевальная машина также закрепляется за особо прочный якорный пень *A* или даже за несколько пней. От оси барабана идет *водило*, к которому припрягаются лошади. Лошади идут по кругу, вращая водило, а вместе с ним и барабан. Водило, действуя как рычаг, увеличивает силу тяги двух лошадей до такой степени, что преодолевается сопротивление пня любой прочности. *Нормальная производительность корчевальной машины около 50 пней в 8-часовую смену.* С одной удачной установки можно выкорчевать до 25 пней. *На перемещение машины на новое место, в зависимости от рельефа местности, требуется от 15 до 30 мин.*

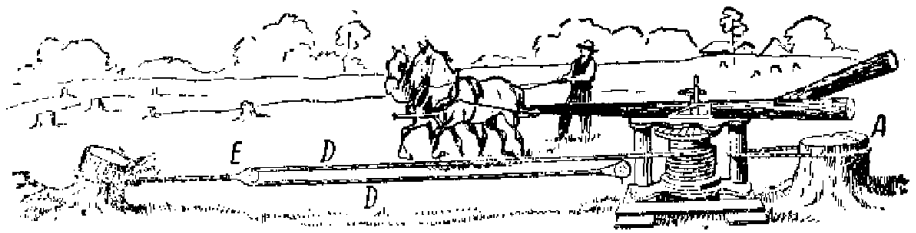
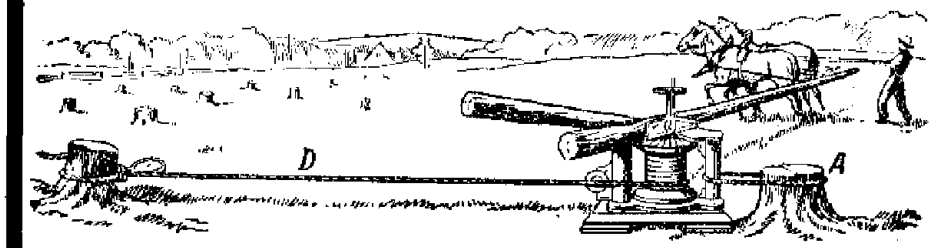


Рис. 66.

Наличие в описанной установке двух якорных пней *A* и *M* уменьшает корчевальную силу машины из-за разложения ее тягового усилия на две ветки каната *D*. *Это уменьшение получается тем большим, чем больше угол между ветвями D и D*, и только, когда этот угол равен нулю, т. е. корчуемый и оба якорных пня расположены в одну линию и притом так, что оба якорных пня находятся по одну сторону от корчуемого пня,—сила машины удваивается. Такое выгодное расположение пней редко встречается, а потому описанную *схему установки нельзя признать удачной.*

На рис. 66 показана установка машины с одним якорным пнем *A*, когда ветви каната *D*, огибая блок *E*, действуют параллельно друг другу. В этом случае на выкорчевываемый пень машина действует с удвоенной силой. Поэтому *такая схема пригодна для выкорчевывания больших, крепко сидящих пней.*



ис. 67.

На рис. 67 изображена схема установки машины также с одним якорным пнем, но тяговой канат *D* прикрепляется непосредственно к выкорчевываемому пню (блок *E* отсутствует). В этом случае все тяговое усилие машины передается пню. *Такая установка пригодна для корчевки кустов и небольших пней.*

Аналогичные машины «Геркулес» строятся *для привода в действие трактором и силой одного человека.* На рис. 68 представлена машина с тракторным приводом, а на рис. 69—корчевка ручной машиной «Геркулес», а на рис. 70—вид ее.

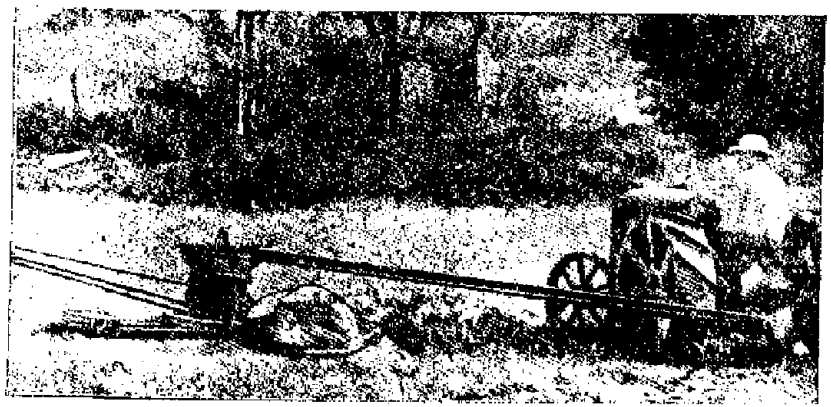


Рис. 68.

Кроме описанных машин в настоящее время изготовляются специальные машины для *машино-тракторного корчевания пней.* Эти машины состоят из трактора и присоединенной к нему корчевальной лебедки. Существует два типа таких машин. В одном типе лебедка находится на самом тракторе, а в другом—на отдельной платформе.

Первый тип представляет собой машину менее сильную, но зато трактор с такой лебедкой может пройти везде.

На рис. 71 изображена отдельно корчевальная лебедка, а на рис. 72—трактор с присоединенной к нему корчевальной лебедкой. Лебедка присоединяется к задней оси любого трактора с помощью специальных

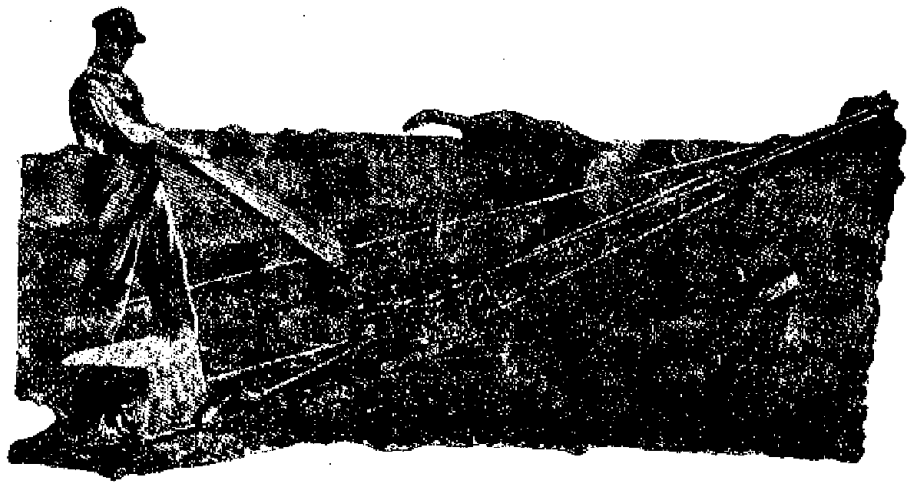


Рис. 69.

зажимов *А* (рис. 71) и может быть отделена от трактора в течение нескольких минут. У нас в СССР наиболее распространена работа корчевальной лебедки с трактором *Фордзон-путиловец*.

Работа корчевальной тракторной машиной начинается с того, что крюки якорного каната прикрепляются к раме лебедки; затем канат

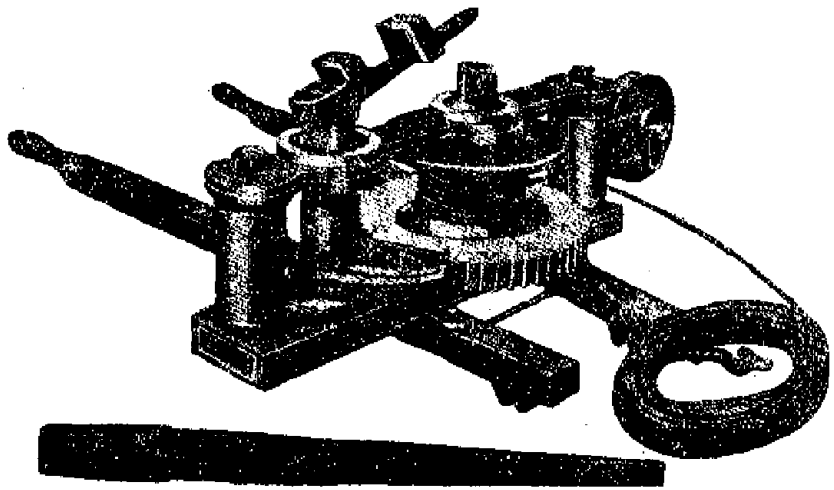


Рис. 70.

пропускается под трактором и вторым своим концом закрепляется на каком-нибудь прочном пне или дереве, которые и служат якорем для машины, препятствующим подтягиванию машины в сторону выкорчевываемого пня. Когда машина закреплена, на намеченном к корчева-

нию пне, делается зарубка, чтобы канат не соскальзывал. По этой зарубке укладется петля корчевального каната. Петлю надо затягивать как можно

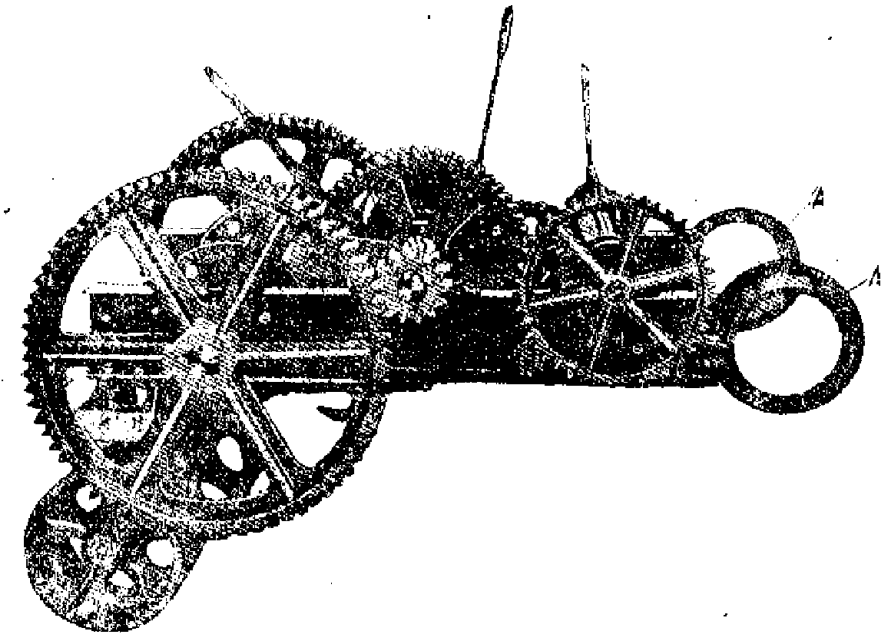


Рис. 71.

выше по пню: этим работа значительно облегчается, и пень быстро выворачивается. После этого канат постепенно наматывается на лебедку.

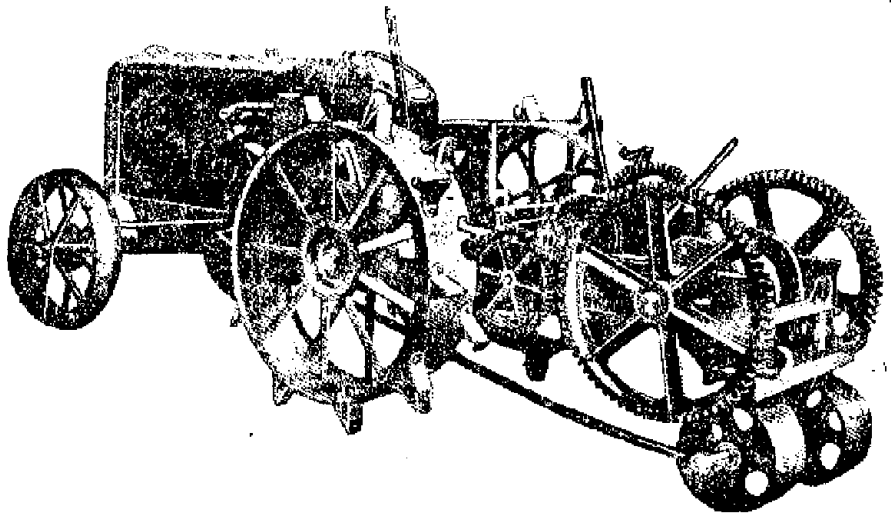


Рис. 72.

Когда канат натянут, мотор трактора пускают на полный ход, но пень сразу из земли не вытягивается. Несколько секунд надо расшатывать

главные корни и обрывать мелкие ответвления. Иногда это раскачивание приходится повторять и тянуть пень в несколько приемов. Постепенно вокруг пня начинает вздуваться земля; пень выходит наружу и ложится на бок.

§ 28. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие правила следует соблюдать при планировании открытых работ?
2. Почему откатка вагонеток в грузовом направлении должна производиться под уклон?
3. Почему разработку открытыми работами рекомендуется производить по падению?
4. Почему грудь забоя должна быть обращена на юг?
5. Почему рекомендуется планировать разработку так, чтобы фронт работ не был слишком коротким?
6. В каком направлении желательно иметь фронт работ, если породы, перекрывающие полезное ископаемое, имеют все увеличивающуюся мощность?
7. В чем заключается подготовка участка к эксплоатации?
8. *Какими способами можно осушить поверхность?*
9. В каких случаях приходится выпрямлять реки и ручьи?
10. К каких случаях является необходимым осушение болот и озер, находящихся по-соседству с разрабатываемым участком?
11. Какими способами можно произвести дренаж грунтовых вод?
12. Почему необходим дренаж грунтовых вод на разрабатываемом участке?
13. В каком направлении по отношению к потоку грунтовых вод следует располагать водоотводящие траншеи?
14. Какими трубами закрепляются водоотливные скважины в водоносном пласте?
15. Как устраивается фильтр при дренаже мелкого песка?
16. Как производится дренаж шахтами и подземными выработками?
17. Что такое водопоглощающие скважины и в каких случаях возможно их устройство?
18. Какие способы корчевки вы знаете?
19. Какие машины применяются для валки деревьев с корнем и для корчевки пней?

ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

1. Зарисуйте расположение дренирующих устройств, имеющихся на вашем карьере. При зарисовке должны быть указаны все размеры, необходимые для построения дренирующей сети, и сделаны поперечные разрезы для характерных мест.

2. Если на вашем карьере производится корчевка пней или валка леса, опишите, каким образом производится эта работа, и определите сменную производительность машины и одного задолженного трудящегося.

§ 29. КОНТРОЛЬНЫЕ ЗАДАЧИ

1. Требуется определить количество воды, которое должно быть пропущено в секунду через дренажную канаву, если:
а) часовой приток грунтовых вод равен 360 *куб. м*;
б) количество атмосферных осадков за зимний период равно 250 *мм*;
в) количество атмосферных осадков за наиболее сильный дождь во время таяния снега 1 *мм/мин.*;
г) карьер находится около Ленинграда;
д) площадь, с которой вода при таянии снега будет стекать в канаву, равна 500 000 *кв. м*;
е) средний поперечный уклон площади 0,005, а длина площади 1 *км*;
ж) коэфициент поглощения почвой 0,9.

Ответ: Весенний сток 7,6 *м³/сек*; наибольший летний—2,8 *м³/сек*.

2. По найденному в предыдущей задаче количеству воды рассчитайте необходимое сечение канавы, если она должна быть закреплена неструганными досками и имеет уклон равный 0,0001. Коэфициент откоса 2.

Ответ: Примерно $h=2{,}1$ *м*, $b=0{,}98$ *м*.

ЛИТЕРАТУРА

Самойлов, И. А.—Как производить корчевание, Гос. изд. с.-х. и колх. кооп. лит. Цена 15 коп.
Техническая энциклопедия.
Транспортный Hütte

ГЛАВА ШЕСТАЯ

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТОК

§ 30. КЛАССИФИКАЦИЯ РАБОТ

После того как разрешены все указанные в предыдущих параграфах вопросы, можно приступить к составлению плана работ. Для разработки месторождений открытыми работами практика выработала несколько систем. Однако прежде чем приступить к описанию самих систем, необходимо сделать несколько общих указаний.

При открытых разработках, так же как и при подземных, различают три рода работ.

1) *Работы по вскрытию месторождения.*
2) *Подготовительные работы.*
3) *Очистные работы.*

К работам по вскрытию месторождения относятся работы, которые необходимо выполнить для того, чтобы иметь возможность подойти к залежи полезного ископаемого.

К подготовительным работам относятся все работы, которые необходимо произвести для подготовки всего месторождения или части его к развитию добычи полезного ископаемого.

После того как месторождение вскрыто и произведены подготовительные работы, приступают к очистной добыче, т. е. к выемке полезного ископаемого на очистку.

§ 31. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В § 3 указывалось, что все месторождения могут быть разделены на три типа:

1) *месторождения с горизонтальными или слабонаклонными залеганиями*;
   a) при малой мощности перекрывающих пустых пород;
   b) при значительной мощности перекрывающих пустых пород;
2) *месторождения с наклонным или крутым падением*, и
3) *месторождения на склоне горы.*

Эти типы месторождений отличаются по положению в пространстве вскрывающих залежь траншей, а следовательно и по способу транспортировки по ним полезного ископаемого и пустых пород.

Так, когда полезное ископаемое залегает горизонтально или слабо наклонно под наносами сравнительно небольшой мощности (тип 1) и полезное ископаемое имеет выход, близкий к дневной поверхности, например на склоне неглубокого оврага или долины реки, вскрывающая траншея может быть пройдена по пустой породе горизонтально или слабонаклонно. В этом случае пути, уложенные в траншее, находятся на одном или почти на одном горизонте с откаточными путями, проложенными по дневной поверхности для откатки полезного ископаемого от карьера на склад или фабрику. Поэтому *вся транспортировка производится по почти горизонтальной плоскости.*

Когда же полезное ископаемое залегает с крутым падением (второй тип), или почти горизонтально, но под значительной мощностью перекрывающих пустых пород (тип 1*b*), при отсутствии вблизи достаточно глубокого оврага или глубокой долины реки, то откаточные пути, проложенные на дневной поверхности для откатки полезного ископаемого на склад или фабрику, находятся *выше* путей, обслуживающих откатку вдоль забоев карьера. В этом случае *полезное ископаемое, а иногда и породу, приходится поднимать из карьера на дневную поверхность. Для этого проходятся вскрывающие траншеи с па-*

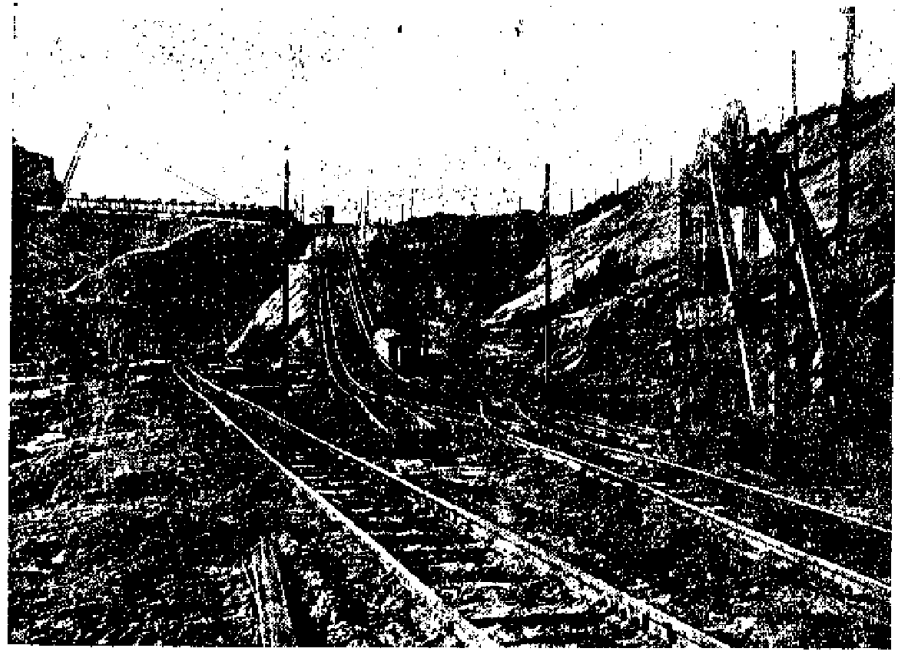


Рис. 73.

дением (рис. 73), и по ним полезное ископаемое поднимается вверх при помощи механической силы.

Наоборот, когда полезное ископаемое залегает на склоне горы, то подъездные пути к фабрике или складу, которые обыкновенно устраиваются в долине, находятся *ниже* карьерных путей. *Для возможности транспортировки полезного ископаемого из карьера на фабрику или склад в этом случае приходится проходить вскрывающие траншеи по пустой породе с восстанием и по ним полезное ископаемое спускать вниз, пользуясь силой тяжести*: самотеком или применяя бремсберговое устройство, или поездами на тормозах.

Таким образом вскрывающие выработки могут быть *горизонтальными, наклонными* и даже *вертикальными.*

Для месторождений типа 1*a* вскрывающими выработками обыкновенно являются открытые выработки, а именно *горизонтальные*

траншеи. Для месторождений второго и третьего типов, а также типа 1*б* вскрывающими выработками могут быть как открытые, так и подземные выработки. В последнем случае применяются наклонные или вертикальные шахты или штольны.

§ 32. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫХ И КРУТОПАДАЮЩИХ ЗАЛЕЖЕЙ

Месторождение второго типа может быть вскрыто:

1) *Прямой наклонной траншеей*, по которой полезное ископаемое будет подниматься при помощи установленной на дневной поверхности *стационарной подъемной машины* (рис. 73). Благодаря этому траншея приобретает название *уклона*.

2) *Спиральной наклонной траншеей*, по которой полезное ископаемое будет подниматься в вагонетках при помощи *подвижных двигателей*: паровоз, мотовоз или электровоз (см. ниже).

3) *Наклонной или вертикальной шахтой*, по которой подъем полезного ископаемого производится при помощи подъемной машины, так же, как и при подземных работах (см. ниже).

При вскрытии уклоном транспортировка полезного ископаемого на дневную поверхность обыкновенно производится в тех же вагонах, которые грузятся в забоях. Для возможности такой откатки необходимо, чтобы полезное ископаемое при подъеме по уклону не могло бы высыпаться из вагонов, а сами вагоны не могли бы опрокидываться. Это может иметь место только в том случае, если угол падения уклона не слишком велик. В противном случае уклон приходится делать или со специальными платформами, что утяжеляет конструкцию и уменьшает производительность уклона, или для получения надлежащего угла падения уклона проходить длинные вскрышные траншеи, что значительно удорожает подготовительные работы и удлиняет срок их. Поэтому

наиболее подходящими условиями для вскрытия уклоном являются сравнительно небольшая мощность наносов и не очень крутое падение залежи полезного ископаемого.

Вскрытие уклоном обыкновенно производится со стороны лежачего бока.

В заграничной практике угол падения уклона для подъема полезного ископаемого в вагонах большой емкости без специальных платформ обычно находится в пределах от 8° до 16° (см. часть II, § 124).

Для того чтобы осуществить подъем вагонеток по уклону, необходимо произвести ряд промежуточных операций: 1) отцепку подвижного двигателя от состава поезда, пришедшего из забоя к нижней приемной площадке уклона; 2) расцепку вагончиков в поезде; 3) прицепку груженого вагончика к канату подъемника; 4) отцепку вагончика на верхней приемной площадке; 5) сцепку в поезд выданных на поверхность вагончиков и 6) прицепку к поезду подвижного двигателя для откатки полезного ископаемого на фабрику или склад. Аналогичные операции должны быть произведены и с порожними вагонетками, которые спускаются

в карьер. Такая организация работ не всегда удобна и экономична. А поэтому в тех случаях,

когда залежь полезного ископаемого имеет очень крутой угол падения, имеет правильный контур, занимает значительную площадь и перекрыта мощными пластами пустых пород, удобным способом вскрытия является спиральная траншея.

Действительно, при вскрытии такого месторождения на достаточную глубину пришлось бы по лежачему его боку пройти уклон с крутым углом наклона, откатку же по нему организовать на специальных платформах, на которых должны закатываться вагонетки (иначе полезное ископаемое из них будет высыпаться). Это увеличивает мощность подъемной машины и уменьшает из-за увеличения времени на маневры пропускную способность уклона.

При вскрытии спиралью хотя и удлиняется траншея, но зато

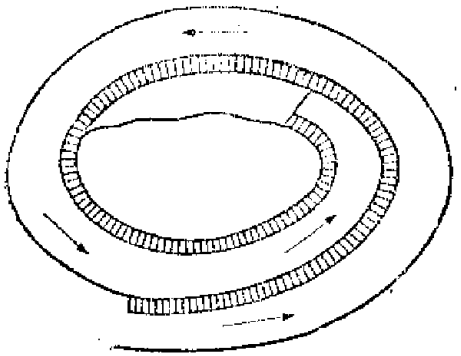


Рис. 74.

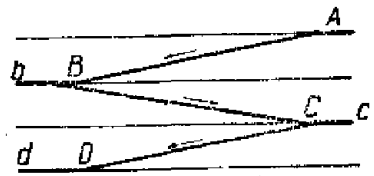


Рис. 75.

благодаря этому удлинению ей можно придать такой уклон, по которому подвижные двигатели свободно могут вытянуть на дневную поверхность нагруженый состав. В этом случае отпадает надобность в указанных выше операциях, так как двигатель, взяв в забое состав, может отвезти его в любое место на дневной поверхности. Величина подъема спиральной траншеи не должна превышать: для паровозной откатки — 0,025, а для электровозной — 0,040.

На рис. 74 представлена схема вскрытия спиралью.

Вскрытие спиралью может производиться только в том случае, когда месторождение занимает площадь, которая свободно позволяет развернуть спираль.

Если же месторождение длинное и настолько узкое, что пройти по нему спиралью не представляется возможным, вскрытие спиралью должно быть так видоизменено, чтобы можно было опуститься на требуемую глубину по одной стороне разрабатываемого поля.

Для осуществления этого необходимо нормальную спираль как бы спроектировать на плоскость одного борта. При этом получится ряд наклонных плоскостей *AB*, *BC* и *CD*, уклон которых направлен в разные стороны. На рис. 75 изображена схема такой проекции, а на рис. 76 — перспективный вид. Для осуществления откатки по таким уклонам концы их должны быть соединены между собой горизонтальными площадками *Bb*, *Cc*, *Dd* (рис. 75). Таким образом спираль превращается в ряд *тупиковых заездов*. Откатка по такому подъему требует производства

маневров на горизонтальных площадках. В самом деле, поезд, имея в голове паровоз, поднявшись по ветви *DC*, дальше должен подниматься по ветви *CB*, при этом если паровоз не произведет маневров, то окажется в хвосте поезда, что недопустимо. На производство маневров теряется время, а это уменьшает пропускную способность откаточных путей. Поэтому при такой системе обыкновенно для уничтожения маневров в состав поезда вводят два паровоза: один в голове, а другой в хвосте поезда. При производстве откатки эти паровозы работают по очереди. В некоторых случаях выгоднее производить вскрытие вертикальной или наклонной шахтой (рис. 77, фиг. *1* и *3*) или, если позволяет рельеф поверхности, штольней (рис. 77, фиг. *2*). *Шахта обыкновенно проходится в лежачем боку месторождения и оборудуется так же, как и при подземных работах.* От шахты в карьер проходятся квершлаги *d*, по которым добытое полезное ископаемое доставляется к шахте для подъема на дневную поверхность. Этот способ вскрытия будет подробнее описан ниже в § 46.

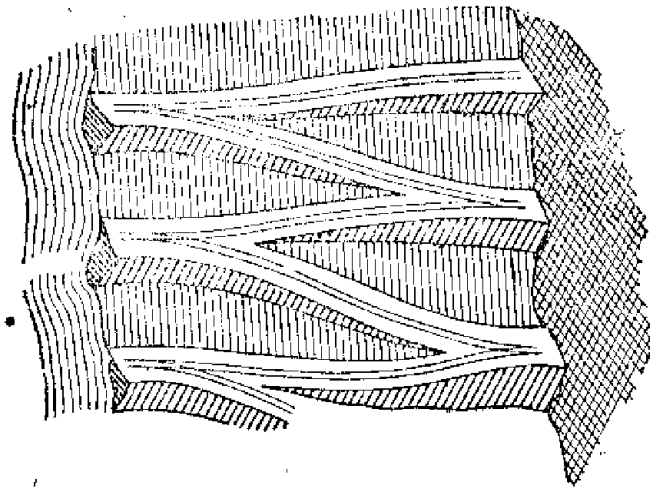
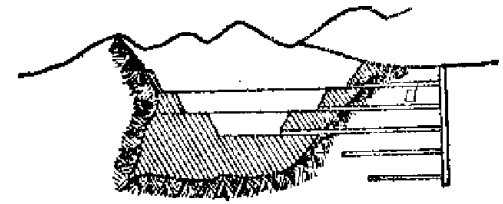
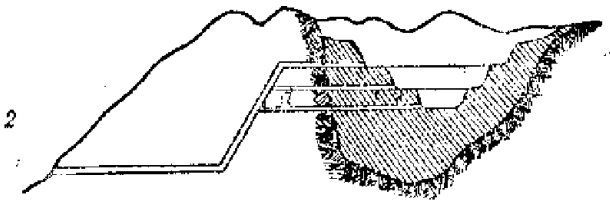


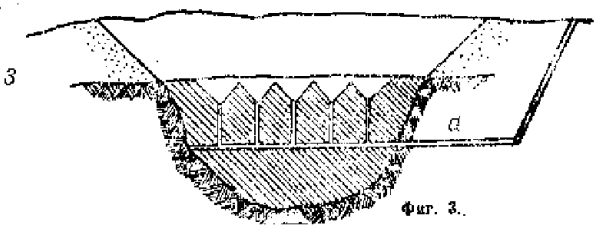
Рис. 76.



Фиг. 1.



Фиг. 2.



Фиг. 3.

Рис. 77.

§ 33. ВСКРЫТИЕ ЗАЛЕЖЕЙ НА СКЛОНЕ ГОРЫ

Месторождения третьего типа могут быть вскрыты теми же выработками, как и месторождения второго типа, т. е.:

1) *Прямой наклонной траншеей.*

2) *Спиралью или тупиковыми заездами.*

3) *Шахтой (вертикальной или наклонной) или штольней.*

Разница заключается в оборудовании перечисленных выработок. *В то время как при вскрытии месторождения второго типа выработки оборудуются для подъема, те же выработки для месторождений третьего типа оборудуются для спуска добытого ископаемого вниз.*

В связи с этим прямая наклонная траншея, в зависимости от крутизны склонов горы и от качеств добываемого полезного ископаемого, оборудуется или как *бремсберг*, или как *скат*.

Скат может быть применен в тех случаях, когда склоны горы достаточно круты для того, чтобы полезное ископаемое могло свободно скатываться вниз. Для этого необходимо, чтобы угол падения склонов горы был больше угла трения спускаемой породы о материал, которым *футерован* (облицован с внутренней стороны) скат. Футеровку обыкновенно делают

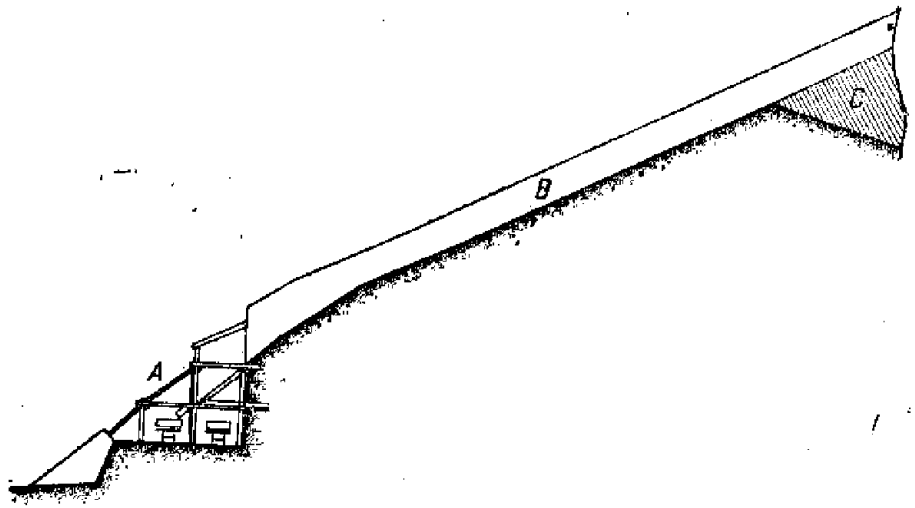


Рис. 78.

или из дерева, или из железа. Добытое полезное ископаемое по карьерным путям подвозится к загрузочной камере ската в вагонетках, которые здесь и опорожниваются. Скатывающееся вниз по скату *B* полезное ископаемое поступает в бункер *A*, устроенный над вытяжными путями, уложенными в долине (рис. 78).

Вскрытие при помощи ската следует применять только в том случае, если не требуется сохранить форму и размер кусков добываемого полезного ископаемого.

Если же ископаемое должно добываться в крупных кусках (для строительных, скульптурных целей), то применение ската рекомендовать нельзя, ибо при падении в скат, при движении по скату и в бункере, куски будут или измельчаться, или во всяком случае в них могут от ударов появиться микроскопические трещины, ослабляющие прочность камня.

При применении бремсберга полезное ископаемое обыкновенно спускается в тех же вагонетках, в которых производится откатка в карьере, а потому куски не измельчаются.

Иногда бывает возможным и выгодным откаточные пути в долине соединить непосредственно с путями, проложенными в карьере. Для

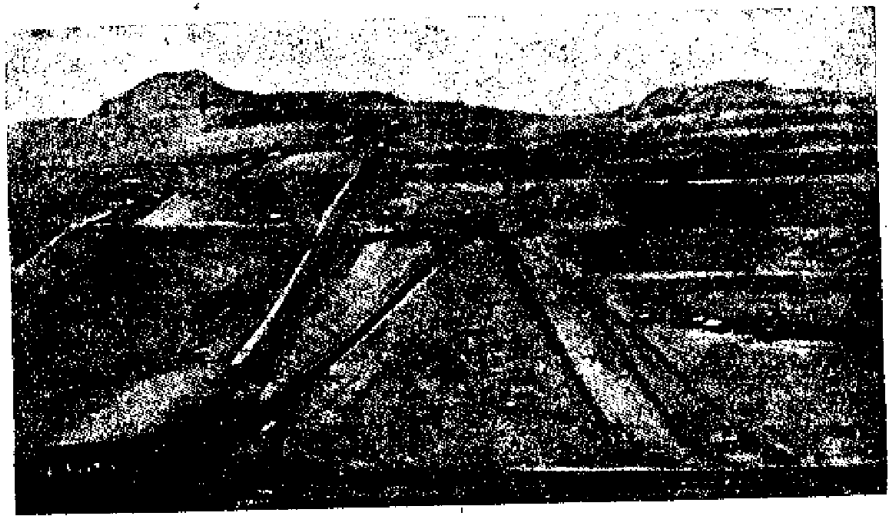


Рис. 79.

осуществления такого заезда на гору по склону ее от подножия до требуемой высоты развивают откаточные пути *тупиками* с подъемом или, если представляется возможным, *спиралью вокруг горы*, соблюдая при этом допустимые подъемы. При спуске груженых поездов по таким путям приходится прибегать к торможению. Если откатка производится контактными электровозами, то моторы электровозов будут работать как *динамо*, причем развиваюшаяся энергия будет отдаваться в контактную сеть. Частично за счет этой энергии другими электровозами будет производиться подъем порожнего состава на гору.

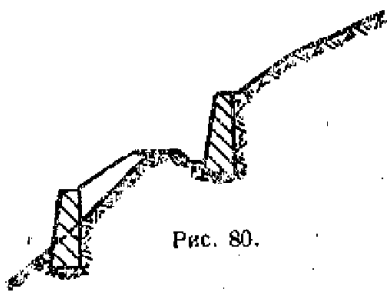


Рис. 80.

Все указанные способы вскрытия требуют большего или меньшего развития путей по склону горы. Для защиты всех путей от атмосферных осадков и главным образом от снегопада необходимо принимать соответствующие меры, т. е. делать перекрытия, навесы и т. п. (рис. 79). А для предохранения путей от обвалов породы в некоторых местах устраивать *подпорные стенки* (рис. 80). Все это, при работе в суровом климате и особенно на склонах горы, имеющих тенденцию к частым обвалам и оползням, затрудняет работу карьера, а в некоторых случаях сильно сокращает продолжительность сезона. Поэтому естественно стремление сократить развитие путей на поверхности и по возможности прокладывать

их под землей. Осуществить это возможно, применяя для вскрытия комбинацию штольны или туннеля с вертикальной или наклонной шахтой. Для этого на горизонте откаточного пути, в удобном месте долины, проводят штольну *A* (рис. 81), или, если позволяют условия, туннель с горизонта открытых работ *C* на эту выработку опускают шахту *B*. Шахта в данном случае служит не для подъема, как обычно, полезного ископаемого, а для *спуска* его на горизонт откаточного пути. Для этого одно из отделений шахты оборудуется для спуска ископаемого самотеком (как спускной гезенк), а другое отделение оборудуется клетевым подъемом для подъема на горизонт открытых работ частей оборудования, материалов и людей.

Спускное отделение шахты лучше всего делать несколько расширяющимся книзу.

Такое сечение отделения уменьшает, вследствие образования *скользящей пяты*, возможность образования в шахте сводов из падающего мате-

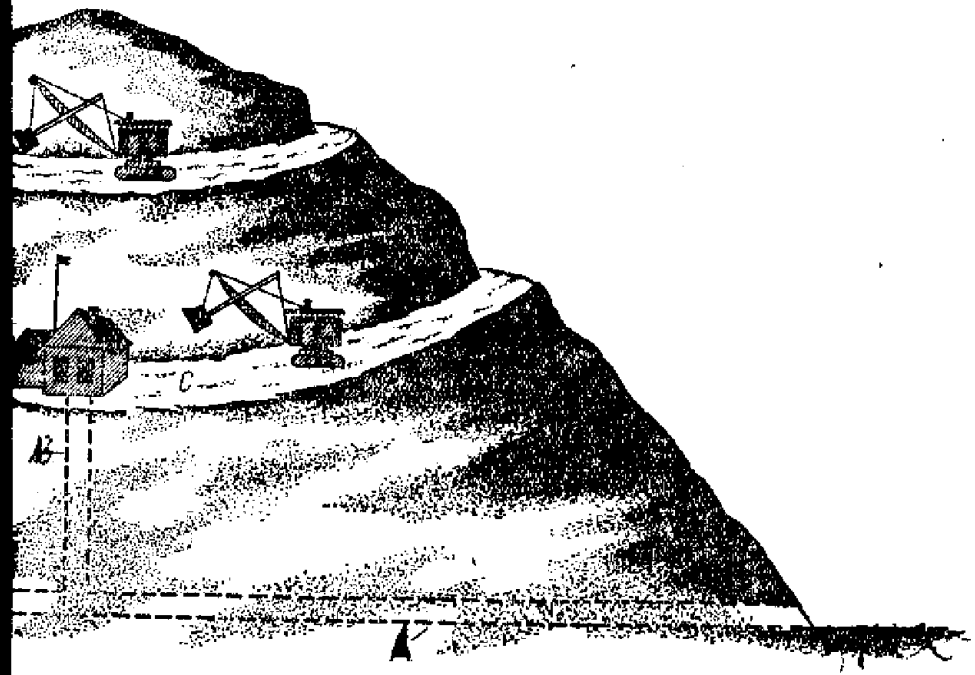


Рис. 81.

риала, а следовательно уменьшает возможность образования заторов, которые разбивать очень трудно и опасно. Материал из шахты поступает в специально устроенный бункер, через люк которого выгружается в подаваемые по горизонтальной выработке (штольне, туннелю) вагонетки (могут быть и железнодорожные платформы или коробки). Перед загрузочным люком могут быть установлены вагонные весы, на которых будет взвешиваться навеска вагонов и которые автоматически могут быть соединены с затвором люка. При таком устройстве, благодаря автоматизации

затвора, вагоны всегда будут нагружаться до требуемого веса. Такое устройство было осуществлено в Швеции на руднике Кируннавара, добывающем железную руду.

Часто к добываемому ископаемому потребителем или обогатительной фабрикой предъявляются требования, чтобы материал был в кусках не выше определенной крупности. Это условие чрезвычайно дорого и трудно выполнимо при погрузке вагонов в разных местах забоя, так как для этого требуется дополнительная работа по разбуриванию и дроблению кусков в разных местах разработки. При применении же комбинации шахты и штольни это условие легко может быть выполнено при помощи установленной над устьем шахты дробильной установки *D* (рис. 81), после прохождения которой материал самотеком поступает в шахту. Предварительное дробление желательно и в том отношении, что мелкие куски труднее образуют своды в шахте, меньше изнашивают армировку спускного отделения, не затрудняют выпуска материала через люк и наконец не так сильно бьют вагоны при загрузке их из люка. При применении способа вскрытия комбинацией штольны с шахтой необходимо в штольне на участке около шахты так спланировать расположение откаточных путей, чтобы легко можно было маневрировать под погрузочным люком груженными и порожними составами поездов. Для этого обычно приходится проходить штольню дальше шахты в виде тупика, как изображено на рис. 81. При сечении штольны достаточным для укладки двух откаточных путей (двухпутевая штольня) на участке около шахты для возможности производства маневров укладываются соответствующим образом стрелки. При однопутевой штольне около шахты следует делать *разминовку* или проходить специальную объездную выработку.

При возможности осуществления проходки вместо штольны туннеля сечение его во всех случаях может быть меньшим, так как благодаря наличию двух выходов в долину откатка может быть круговая (въезд с одного конца туннеля, а выезд с другого), а следовательно в туннеле может быть проложен только один путь.

Комбинация шахты со штольней или туннелем особенно выгодна, когда разрабатывается на склоне горы выход крутопадающей залежи. В этом случае иногда имеется возможность штольну (или туннель) и шахту провести не по пустой породе, а по полезному ископаемому, что значительно сократит расходы по проходке этих выработок, ибо уже при самой проходке их будет получаться полезное ископаемое. Кроме того эти же выработки будут обслуживать не только открытые работы, но и подземные работы, когда к последним придется перейти вследствие все увеличивающегося объема снимаемых наносов.

§ 34. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

При подземных разработках подготовительные работы разделяются на две стадии:

1) Проходка *главных подготовительных выработок*, которые разделяют месторождение на этажи и подъэтажи.

2) Проходка *второстепенных подготовительных выработок*, которые в некоторых системах работ разбивают каждый подъэтаж на столбы и дают доступ к полезному ископаемому для начала очистных работ.

В открытых разработках также имеют место разные стадии подготовительных работ. Однако в открытых разработках, в отличие от подземных, можно иногда различить три стадии подготовительных работ:

1) Проходка *главных подготовительных траншей*, которые проводятся как по перекрывающим полезное ископаемое пустым породам, так и по самому полезному ископаемому. Эти траншеи дают доступ к ископаемому по всему предполагающемуся к разработке фронту и позволяют начать из них производство второстепенных подготовительных работ. На рис. 89 главная подготовительная траншея обозначена буквами *ABCDEFGH*.

2) Проходка *второстепенных траншей*, которые могут быть названы *разрезными траншеями* (по аналогии с разрезными печами подземных работ). В некоторых случаях эти траншеи разрезают месторождение на отдельные выемочные поля. На рис. 89 разрезные траншеи обозначены буквами *ab*, *De*, *fg*, *Fh*, *Gk*, *BL*. Из этих траншей начинается третья стадия подготовительных работ и затем очистная добыча.

3) *Вскрыша полезного ископаемого*, т.е. снятие с ископаемого перекрывающих его пустых пород.

Снятие пустых пород можно производить или *одним уступом*, высота которого будет равна мощности перекрывающих пустых пород, или *разделив всю мощность на несколько уступов*. В последнем случае забой принимает *почвоуступную форму*. Число уступов надо стремиться делать возможно меньшим, так как для разработки каждый уступ требует установки на нем добычных машин, а для откатки пустой породы требует или усложнения добычных машин, или прокладку лишних откаточных путей. Это увеличивает капиталовложение на оборудование, удорожает обслуживание его, а в связи с этим повышает конечную стоимость каждого снятого кубического метра пустой породы. Однако высота уступа не может быть слишком велика, так как с увеличением высоты увеличивается опасность как для работающих в забоях машин, так и для людей. Выбор высоты уступа зависит от ряда факторов. Так как факторы имеют одинаковое значение как для подготовительных, так и для очистных работ, то рассмотрению их мы посвятим следующий параграф.

§ 35. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР ВЫСОТЫ УСТУПА

Главнейшими факторами, определяющими высоту уступа, являются следующие:

1. Физические свойства разрабатываемой породы.
2. Климатические условия местности, в которых производится разработка.
3. Способ ведения взрывных работ (если таковые требуются).
4. Желательная степень дробления добываемого материала.
5. Тип машин, которые предполагается применить для разработки.
6. Удобство осмотра уступа и зачистки его от нависших кусков.

Разберем влияние каждого из перечисленных факторов в отдельности.

Влияние физических свойств разрабатываемых пород понятно из сделанного нами в начале настоящего курса описания свойств пород. Поэтому здесь мы только подчеркнем, что

чем неустойчивее порода и чем угол ее естественного откоса меньше, тем меньше должна быть высота разрабатываемого уступа.

При придании в таких породах уступам большой высоты создается большая опасность обвалов, а следовательно несчастных случаев с рабочими, завалов машин или в лучшем случае перерывов работы на промежуток времени, необходимый для приведения забоя в рабочее состояние. Кроме того при большой высоте и малом угле откоса, если добыча производится многочерпаковыми экскаваторами, приходится иметь очень длинную черпачную раму, что излишне утяжеляет машину, а при работе одночерпаковых экскаваторов снижается производительность снаряда.

При ведении открытых разработок *ручными работами* наши правила безопасности для ведения горных работ, § 142, требуют, чтобы

отвесная высота уступов вообще не превышала 3,5 *м*; более этого размера она может быть допущена только с разрешения Горно-технической инспекции НКТ.

Влияние климатических условий сказывается следующим образом. При мягкой выветрившейся породе высокие забои могут оказаться достаточно устойчивыми в сухом климате. Тот же самый материал в сыром климате, будучи насыщен водой, может иметь склонность к обвалам и оползням. Поэтому откос, хорошо державшийся в течение сухих летних месяцев, под влиянием дождей осенью и весной может оползать и заваливать рабочие площадки. Подобное явление особенно свойственно *выветрившемуся порфиру, тальковым породам и глинам.*

Поэтому во влажном климате в рыхлых и мягких породах следует уступам придавать умеренную высоту с пологим откосом.

При разработке крепких пород иногда *метод ведения взрывных работ* оказывает влияние на выбор высоты уступа, причем здесь руководящие указания дает необходимость создания наибольших удобств для производства буровых работ. Так

при методе взрывных работ наклонными или вертикальными шпурами с поверхности уступа высота уступа не должна быть больше глубины шпура,

ибо в противном случае пришлось бы бурение производить с откоса уступа, что создает неудобное положение для бурильщика, вследствие чего понижается его производительность, что сказывается на стоимости буровых работ.

При разработке крепких пород, в которых встречается небольшое количество естественных трещин или имеется кливаж, высокие забои при взрывании в один прием почти наверное дадут большое количество чересчур крупных кусков. Иметь дело с большим количеством крупных глыб, вообще говоря, нежелательно, так как разбурка их занимает много времени и удорожает работы. По этим причинам *в случае плотных, мало трещиноватых пород, желательно избегать слишком высоких забоев.* Даже в тех случаях, когда для строительных или скульптурных целей желательно получение материала в крупных кусках, предпочтительнее уступы средней высоты. Это объясняется тем, что в высоких забоях добытый материал при падении вниз от удара может ломаться или давать микроскопические трещины, что

уменьшает его прочность, а иногда делает и вообще непригодным для употребления. Поэтому

наиболее рациональная высота уступа должна быть увязана с наиболее рациональным для данного случая методом взрывных работ, а эти последние должны быть выбраны на основе опытных работ в связи со способностью породы давать при взрыве крупные куски и с теми требованиями, которые предъявляются к добываемому материалу.

Из части II курса «Горные выработки и горные работы» мы видели, что для разных типов добычных машин (экскаваторов) конструктивные особенности их ограничивают глубину или высоту их черпания. Эти конструктивные особенности и диктуют предел высоты уступа. К этому вопросу мы более детально возвратимся во второй части настоящего курса, когда будем производить математический анализ работы экскаваторов в карьерах. Здесь же приведем только общее положение, что

чем выше уступ в пределах, возможных для применяемого типа снаряда, тем дешевле будет обходиться разработка,

так как: 1) число работающих снарядов будет меньше; 2) производительность каждого снаряда из-за уменьшения числа передвижек будет больше и 3) общий тоннаж снимаемых пустых пород может оказаться меньшим. Последнее обстоятельство объясняется тем, что при разработке мощных наносов с увеличением высоты разрабатываемого уступа число уступов уменьшается, а следовательно уменьшается и общая ширина горизонтальных площадок, на которых устанавливаются снаряды.

При ведении взрывных работ на стенках забоев сплошь и рядом остаются в нависшем состоянии потревоженные взрывом куски породы (*заколы*). Эти куски представляют большую опасность для рабочих и оборудования, а поэтому их приходится спускать вниз. При высоких забоях эта работа представляется очень опасной, так как для спуска кусков с верху уступа приходится опускать рабочих на канатах, а спускаемые куски приобретают большую живую силу, вследствие чего дают сильный удар и далеко откатываются, что опасно. Поэтому при применении для погрузки оторванной массы механических лопат наибольшей высотой уступа является высота, равная сумме наибольшей высоты копания лопаты и длины шеста (примерно 2 —4 *м*), которым рабочие могли бы спустить нависшие куски, стоя на верхней площадке уступа. При такой высоте заколы в нижней части уступа может зачистить механическая лопата, а выше—рабочие шестами.

Надо заметить, что при большой высоте уступов больше вероятий для увеличения числа несчастных случаев. Для выяснения влияния высоты на количество несчастных случаев необходимо вести точную статистику как тяжелых, так и легких несчастных случаев с указанием, при какой высоте уступа он произшел и от какой причины. Это даст возможность установить влияние высоты уступов на степень безопасности работ. Надо сказать, что этого по существующим статистическим материалам к сожалению сделать невозможно из-за неполноты сведений в них.

Для иллюстрации приведем таблицу существующих высот уступов на предприятиях как у нас в СССР, так и за границей.

Таблица 19.

Рудник, район или страна	Высота уступов, в метрах
1. Гора Благодать	до 16 *м*
2. В Австрии	12 „
3. Невада — медная руда	12 — 17 *м*
4. Швеция	16 — 24 *м*
5. Еленовские известковые карьеры (сущест.)	12 *м*
6. „ „ „ (запроектир.)	25 „
7. Медные руды в САСШ	14 — 18 *м*

Резюмируя все вышеизложенное, можно сказать, что *наивыгоднейшая высота уступа должна выбираться не только для каждого месторождения в целом, но и для отдельных участков его*. При этом должны быть учтены все местные физические свойства пород, требования производительности рудника, экономика разработки и вопросы безопасности.

§ 36. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

Как известно, *классические системы подземной разработки* отличаются друг от друга количеством подготовительных работ (короткие и длинные столбы, сплошная выемка) и расположением очистных забоев по отношению к подготовительным работам (система V).

Твердо установленной классификации систем открытых разработок пока еще не имеется. В настоящем курсе приводим классификацию, в которой системы разработок различаются по направлению подвигания забоев и по взаимному расположению главных откаточных и разрезных траншей.

По этим признакам все системы можно разделить на четыре класса.

1. С параллельным подвиганием забоев. К этому классу могут быть отнесены все системы, у которых забои (вскрышной и очистной) подвигаются параллельно оси разрезной траншеи.

2. С веерообразным подвиганием забоев. Сюда относится система, у которой забои при своем подвигании вращаются около одного пункта подобно разворачивающемуся вееру.

3. С тупиковыми забоями. В системах, относящихся к этому классу, все работы в сущности заключаются в проходке более или менее широких траншей, а очистные работы, в том виде в каком они имеются в предыдущих классах систем, отсутствуют.

4. Комбинированные системы. К этому классу относятся системы, в которых осуществляется комбинация открытых работ с подземными.

В каждом классе, в зависимости от взаимного расположения откаточной и разрезной траншеи, можно различить несколько систем.

I класс с параллельным подвиганием забоев:

1. Т-образная система.
2. Г-образная система.
3. П-образная система.

II класс с веерообразным подвиганием забоев:

1. Веерообразная система.

III класс с тупиковыми забоями:

1. Спиральная система.
2. Тупиковая система.

IV класс—комбинированные системы:

1. Глори-Хооль (Glory hole, горные мельницы, воронки).
2. Слоевое обрушение с магазинированием полезного ископаемого.

Работы по системам I и II класса могут производиться:
1) с вывозкой пустых пород за границы разрабатываемого поля и
2) с завалкой выработанного пространства снимаемой пустой породой.

Работы по системам III и IV класса обыкновенно производятся с отвозкой пустой породы за границы разрабатываемого участка.

Перечисленные системы в чистом виде или в комбинации друг с другом могут быть применены для разработки всех типов месторождений.

§ 37. Т-ОБРАЗНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТОК

Т-образная система получила свое название благодаря тому, что взаимное расположение откаточной траншеи и разрезных траншей, а впоследствии и забоев карьера, во все время разработки напоминает букву Т.

Осуществление этой системы возможно в трех вариантах:
1) Для разработки от дальней границы поля (рис. 82).
2) Для разработки от выхода залежи (рис. 84).
3) Для разработки из середины поля (рис. 85).

При первых двух вариантах подвигание забоя из разрезных траншей производится в одну сторону, а в третьем — в две стороны, что увеличивает вдвое длину фронта работ.

На рис. 82 изображена схема первого варианта Т-образный системы разработок. При этом варианте *откаточная траншея AB* проходится примерно по середине разрабатываемого поля, которое таким образом разделяется на два приблизительно равных крыла. Когда откаточная траншея дойдет до границы поля, из конца ее *B* в обе стороны проходятся *разрезные траншеи Ba и Bb*. Во всех траншеях по мере удлинения их укладываются рельсовые пути, по которым и производится откатка добытого полезного ископаемого. Дальнейшая разработка заключается в том, что начинают производить вскрышу полезного ископаемого и добычу его вдоль борта разрезных траншей, постепенно продвигая забой вглубь поля по направлению, указанному на рисунке стрелкой.

Различные положения забоев обозначены тонкими линиями и цифрами 1, 2, 3 и т. д. Как видно из рисунка, в течение разработки всего участка линия забоя все время перемещается параллельно разрезным траншеям.

Вследствие этого откаточные пути, уложенные в разрезных траншеях, приходится все время переносить параллельно их первоначальному положению, а пути, уложенные в откаточной траншее, постепенно укорачивать. При каждой передвижке путей необходимо переносить

и закругления, с помощью которых забойные пути примыкают к путям в главной откаточной траншее. На рис. 82, а также на всех последующих, площадь вдоль границ карьерного поля, обозначенная точ-

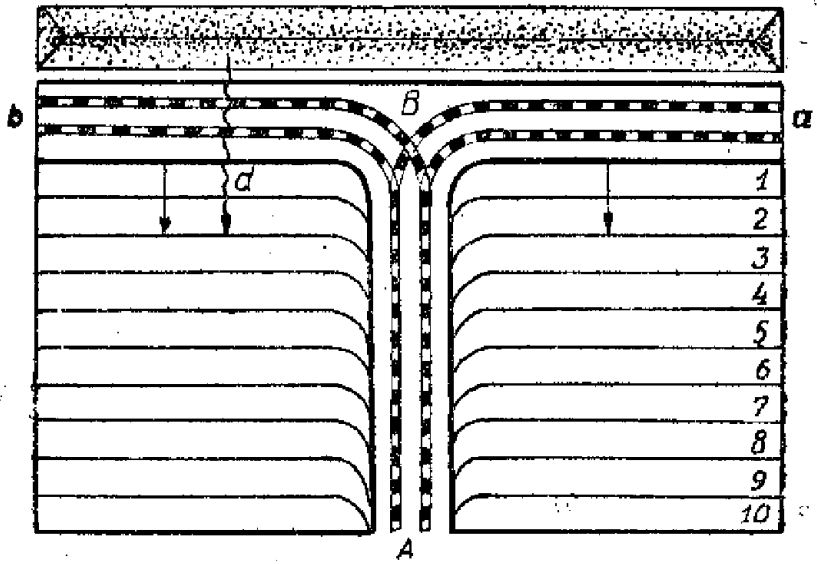
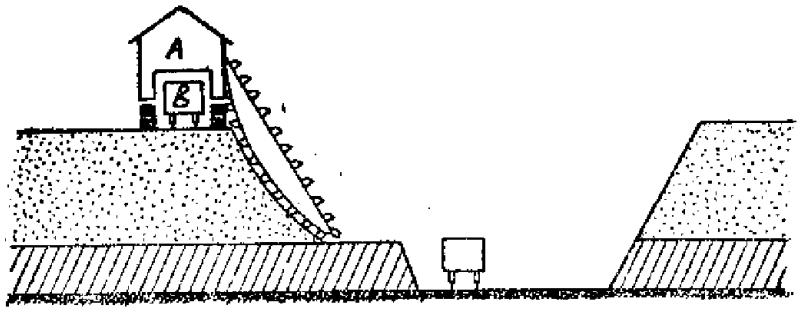
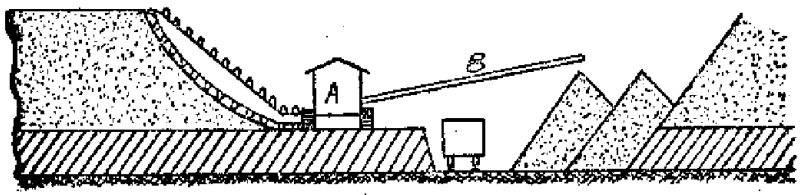


Рис. 82.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 83.

ками, изображает место для отвала пустой породы, которую необходимо вынуть при проходке первоначальных траншей *Bb* и *Aa*.

Начало очистной добычи от дальней границы поля имеет то преимущество, что предварительно пройденные откаточная и разрезные траншеи прекрасно дренируют участок. Это преимущество особенно ярко выступает, если течение грунтовых вод направлено от дальней границы поля, как показано на рисунке волнистой стрелкой *d*. Разрезные траншеи *Bb* и *Ba* перерезают этот поток и в дальнейшем обслуживают отвод вод за границу поля. Поэтому породы, находящиеся в пределах разрабатываемого поля, будут сухи и разработка их будет дешева и безопасна. Однако начало работ от дальней границы поля имеет и свои следующие недостатки:

1) Удлиняется подготовительный период, а следовательно отдаляется и начало очистной добычи на отрезок времени, необходимый на проходку откаточной траншеи *AB*.

2) Откаточная траншея *AB* разделяет все поле на два крыла (на рисунке правое и левое). Такое разделение поля в случае разработки перекрывающих полезное ископаемое пород с дневной поверхности (драглайном или многочерпаковым экскаватором типа тифбагера) создает затруднение с отвозкой породы и заставляет на каждое крыло ставить для работ по вскрыше по самостоятельному снаряду, так как устройство постоянно перемещающегося перехода через траншею *AB* затруднительно и дорого.

Оба эти недостатка настолько существенны, что

разработку по описанному варианту следует применять только при большом притоке грунтовых вод.

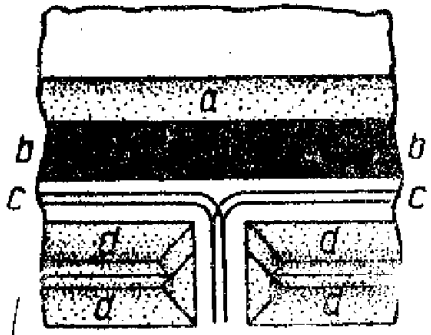
Во всех же остальных случаях обычно начинают разработку **от выхода пласта** (по второму варианту). При этом вначале приходится проходить откаточную траншею только такой длины *AB* (рис. 84, фиг. 2), которая была бы достаточна для засечки из нее разрезных траншей *Ba* и *Bb* требуемой ширины. В дальнейшем продвижение карьерных забоев производится параллельно разрезным траншеям по направлению, указанному на рисунке стрелками. При этом варианте Т-образной системы вскрышной забой представляет собою один непрерывный фронт, и очистные работы могут быть начаты значительно скорее. По мере продвижения забоев в откаточной траншее приходится наращивать рельсовые пути и переносить закругления.

На рис. 85 изображена схема варианта разработки *из середины поля*. При этом варианте откаточная траншея *AB* проходится от выхода пласта только до середины поля, затем из конца ее в обе стороны проходятся разрезные траншеи *Ba и Bb*. В дальнейшем же начинается разработка обоих бортов разрезных траншей по направлению, показанному стрелками *a* и *d*. Благодаря этому фронт работы по своей длине увеличивается вдвое, и в связи с этим увеличивается вдвое и добыча.

Все варианты Т-образной системы могут применяться как при разработке *с отвозкой пустой породы за пределы разрабатываемого поля*, так и при разработке *с завалкой выработанного пространства*. Разрезы для обоих способов разработки приведены на рис. 83, на котором фиг. *1* показывает поперечный разрез забоя при разработке многоковшевым экскаватором *A* с отвозкой в вагонетке *b* пустой породы на сторону, фиг. 2— при разработке многоковшевым экскаватором *A* с транспортером *b* с закладкой выработанного пространства. При разработке по варианту от выхода пласта для образования откаточной траншеи площадь, равная ширине траншеи, оставляется свободной от закладки.

На рис. 84, фиг. *1*, показана деталь плана разработки с завалкой выработанного пространства: буквой *a* обозначен забой по вскрыше, *b*—обнаженная от вскрыши площадь полезного ископаемого, *cc* — сво-

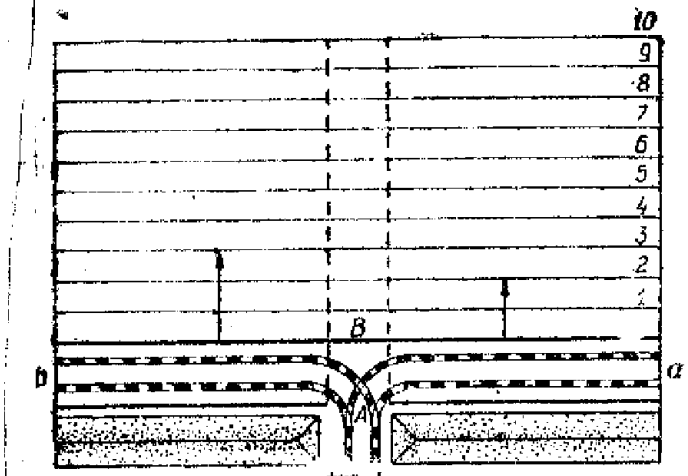
бодное по подошве карьера пространство, в котором прокладываются карьерные пути для откатки добытого полезного ископаемого; *dd* — отвалы пустой породы в выработанном пространстве.



фиг. 2.

Откаточную траншею АВ надо стремиться заложить в самом низком месте подошвы пласта.

Тогда разрезные траншеи и карьерные забои будут итти от нее с некоторым подъемом. *Проходку откаточной траншеи следует также производить с некоторым подъемом.* Такая планировка облегчит сток воды из карьера, а также и откатку груженых вагончиков, так как движение грузового потока будет происходить под уклон к устью откаточной траншеи.



фиг. 1.
Рис. 84.

К недостаткам всех вариантов Т-образной системы следует отнести:

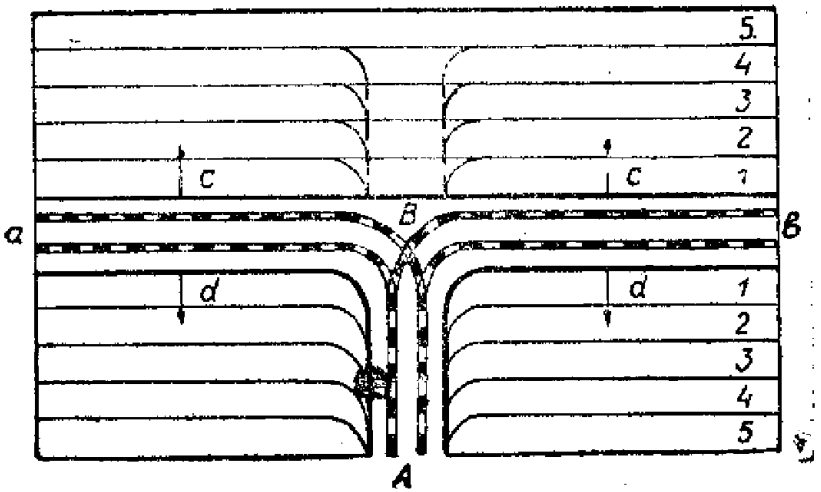


Рис. 85.

1) Необходимость переноса карьерного пути по всему его протяжению.

2) Необходимость переноса закруглений в месте соединения карьерных путей с главным вытяжным путем.

3) Необходимость разработки площадок для закруглений, что осложняет работу добычных снарядов.

Применение Т-образной системы возможно для разработки горизонтальных или слабонаклонных залежей, или при разработке слоями очень мощных пластов с любым углом падения, когда для развития работ предоставляется значительная площадь.

§ 38. Г-ОБРАЗНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТОК

Г-образная система разработок получила свое название благодаря расположению разрезной траншеи и карьерных забоев по отношению к главной откаточной траншее, похожему на букву Г.

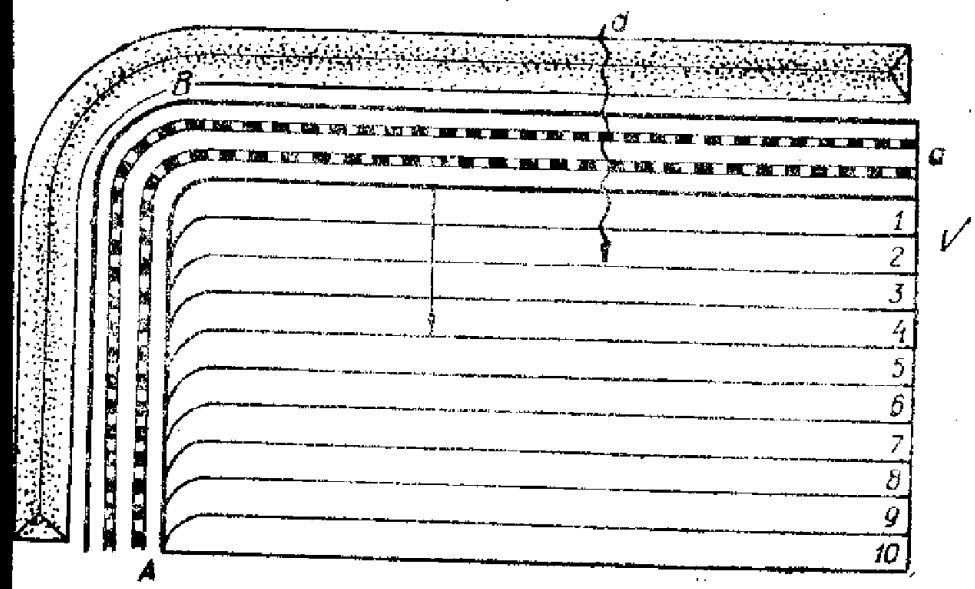


Рис. 86.

Эта система так же, как и предыдущая, может быть осуществлена в трех вариантах:

1) Разработка от дальней границы поля (рис. 86).

2) Разработка от выхода залежи (рис. 87).

3) Разработка из середины поля (рис. 88).

Сущность системы заключается в следующем: если низшая отметка почвы полезного ископаемого находится не по средней линии залежи, а вдоль одной из границ ее, то главную откаточную траншею *AB* проводят вдоль этой границы. От конца *A* или *B* траншеи в зависимости от применяемого варианта проходят разрезную траншею *Aa* (рис. 87) или *Ba* (рис. 86 и 88). При дальнейшей разработке карьерный забой переме-

щается параллельно разрезной траншее в направлении, указанном на рисунках стрелками. Последовательные положения забоя обозначены цифрами.

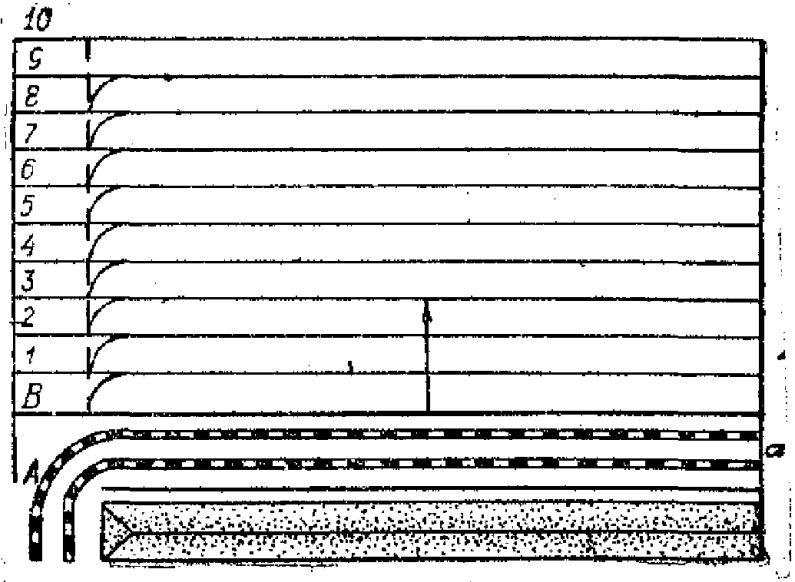


Рис. 87.

Г-образная система может быть осуществлена как с отвозкой пустой породы за пределы разрабатываемого поля, так и с закладкой породой выработанного пространства.

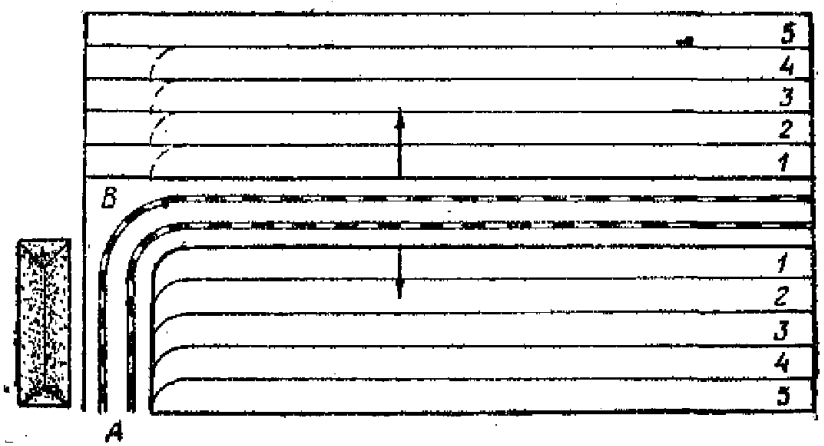


Рис. 88.

Вариант системы с началом очистных работ от дальней границы имеет следующие недостатки:

1) Удлиняется срок подготовительных работ на время, необходимое на проходку откаточной траншеи *AB* на всю ее длину.

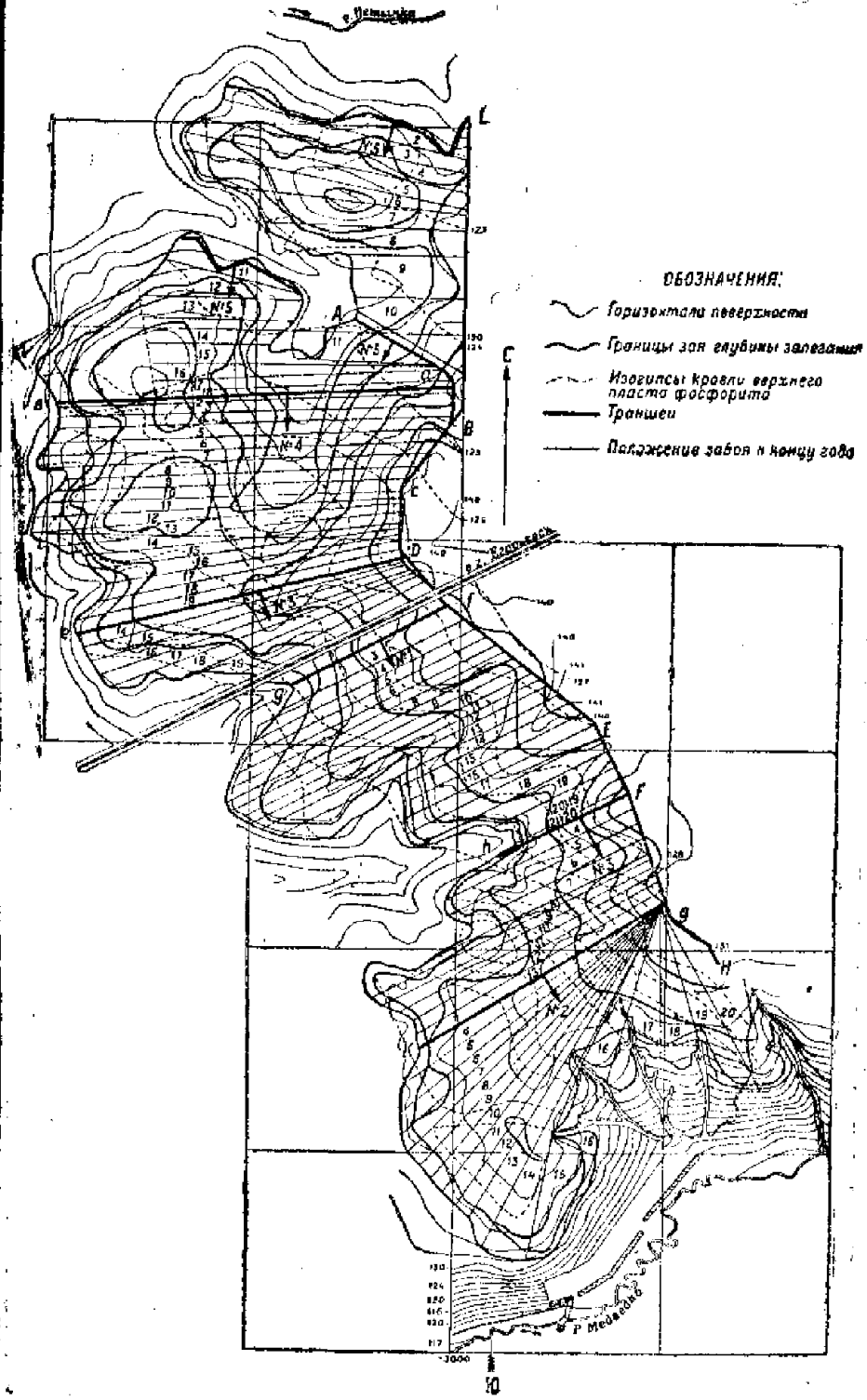


Рис. 89.

2) Требуется разработка закруглений в местах соединения забоя с откаточной траншеей.

Преимуществом же ее является хороший дренаж разрабатываемого поля, что особенно ярко вырисовывается, когда течение грунтовых вод наблюдается со стороны дальней границы поля (на рис. 86—волнистая стрелка *d*).

Недостатки Т-образной системы остаются в силе и для всех вариантов Г-образной системы с тою только разницею, что несколько упрощается перенос закруглений откаточных путей благодаря примыканию только с одной стороны, а не с двух сторон.

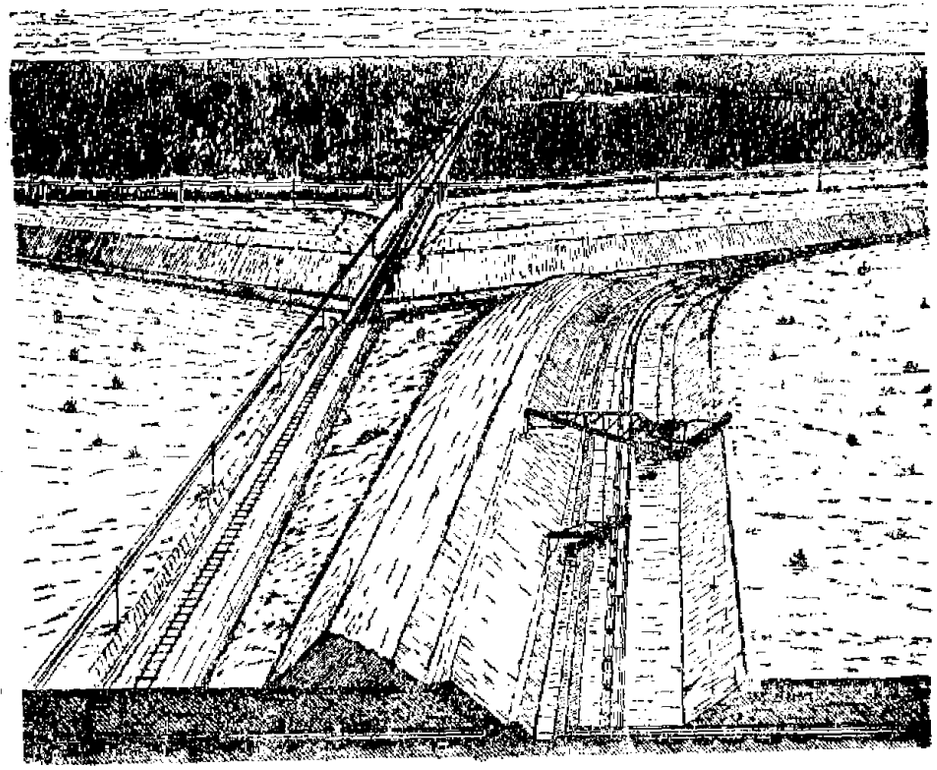


Рис. 90.

Для иллюстрации применения Г-образной системы в действительных условиях месторождения приведем соответствующий вариант из проектных работ для Воскресенских фосфоритов (рис. 89). Как уже указывалось в § 19, пласты фосфорита имеют падение к северо-востоку, а перекрывающие породы питаются грунтовыми водами с востока. Поэтому задачей разбираемого варианта было осуществление хорошего дренажа разрабатываемого участка. Для этого откаточная траншея *ABCDEFGH* запроектирована не по выходу пласта (с западной стороны), а от точки *A* на склоне балки (оврага) вдоль восточной границы поля в глубоких зонах. Эта траншея одновременно служит и дренажной траншеей, по которой все поступающие с востока воды как поверхностные, так и грунтовые отводятся к точке *L*

и дальше в протекающий на севере ручей Нетынка. Из откаточной траншеи пройдены разрезные траншеи *ab*, *De*, *fg*, *Fh* и *gK* (жирные линии), которые разделяют все карьерное поле на отдельные выемочные участки. Направление продвижения забоев из разрезных траншей показано на рисунке стрелками, а последовательное положение забоев по годам—тонкими прямыми линиями. Изогипсы кровли пласта изображены пунктирными кривыми линиями. Внимательно рассматривая чертеж, мы видим, что все разрезные траншеи и карьерные забои имеют уклон подошвы к откаточной траншее, так как пересекают изогипсы пласта под прямым или почти под прямым углом. Благодаря этому водоотлив из забоев может происходить самотеком, а откатка груженых вагончиков будет производиться под уклон как по карьерным путям, так и по главной откаточной траншее.

Это последнее обстоятельство имеет большое значение, так как уменьшает мощность двигателей, производящих откатку, а в связи с этим уменьшает и расход энергии.

Для наглядного представления о постановке работ в карьере и о сопряжении разрезной траншеи с откаточной траншеей приводим на рис. 90 перспективный вид части траншеи *fg*. На этом рисунке видна откаточная траншея, по которой (в левой части) идет поезд с порожняком, а в разрезной траншее видна работа многочерпаковых экскаваторов: одного—большого для вскрышных работ и одного—меньшего для добычи фосфорита. Как ясно видно из рисунка, работа производится с закладкой выработанного пространства благодаря применению экскаваторов с транспортерами.

Условия применения Г-образной системы те же, что и для Т-образной системы.

§ 39. П-ОБРАЗНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТОК.

На рис. 91 и 92 изображены два варианта П-образной системы разработок. На первом из них представлен случай разработки от дальней границы поля, а на втором—от выхода пласта. При этой системе проходятся или образуются в выработанном пространстве две откаточных траншеи *AB* и *CD*; между ними проходится разрезная траншея *BD*, из которой и начинается очистная выемка.

Порядок выемки понятен из рисунков.

Отличительная особенность П-образной системы от вышеописанных заключается в том, что при ней возможно осуществление круговой откатки. Присутствие в системе двух выходов из карьера позволяет подавать в забой порожняк по траншее *AB* или *CD*, а вывозить по траншее *CD* или *AB*. Возможность осуществления круговой откатки позволяет содержать в забое и откаточных траншеях только один путь. В описанных же выше Т-и Г-образных системах в большинстве случаев этого сделать нельзя из-за наличия одного выхода из карьера. А поэтому в траншеях и забоях требуется содержание двух путей (один — для груза, а другой—для порожняка), а в лучшем случае требуется укладка *разминовки*.

Наличие одного пути в П-образной системе упрощает перенос пути при продвижении забоя, но зато требует разработку двух закруглений.

Направление движения грузового потока выбирается в зависимости от гипсометрии пласта и притом так, чтобы грузовой поток был направлен под уклон.

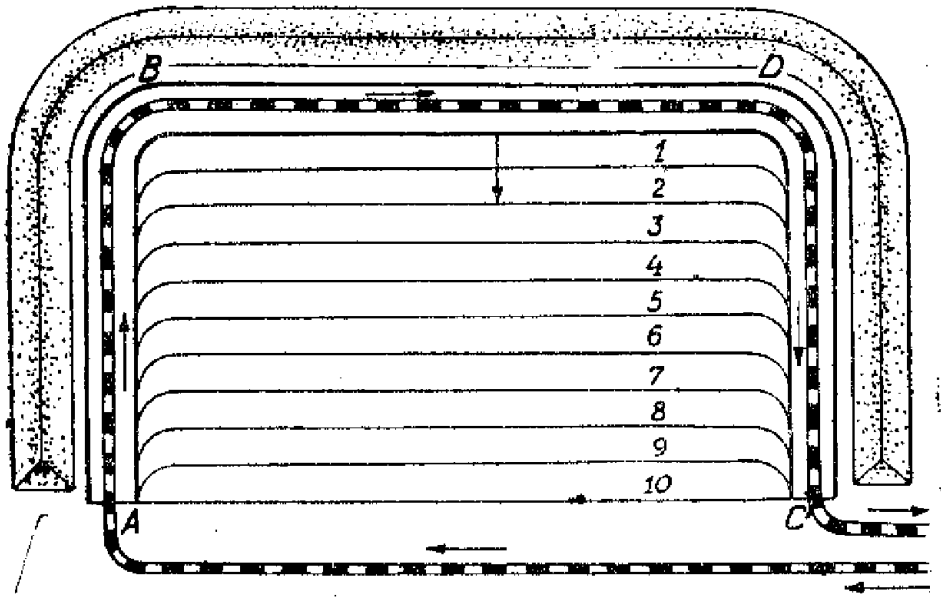


Рис. 91.

На рис. 93 изображен проект разработки Керченских железных руд по варианту П-образной системы с разработкой от выхода пласта.

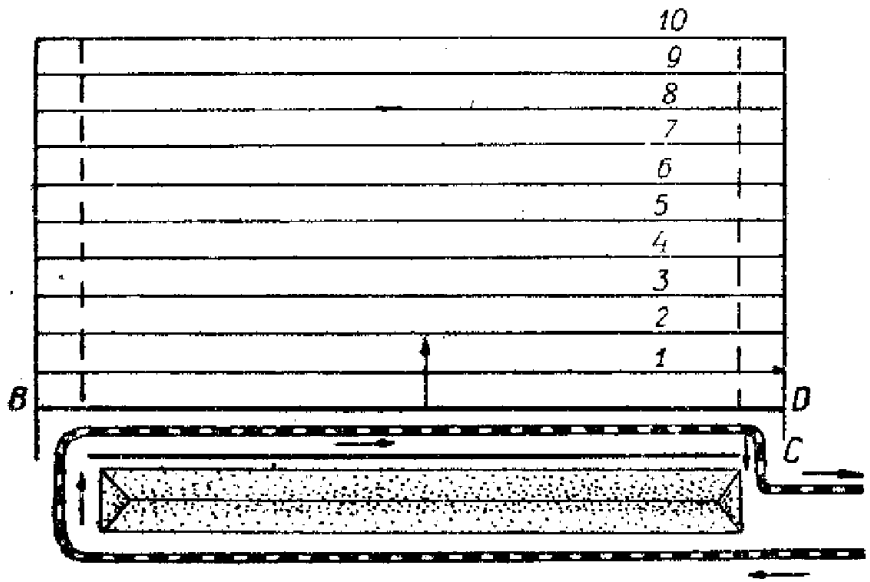


Рис. 92.

Жирными линиями показано положение забоев к концу каждого года разработки.

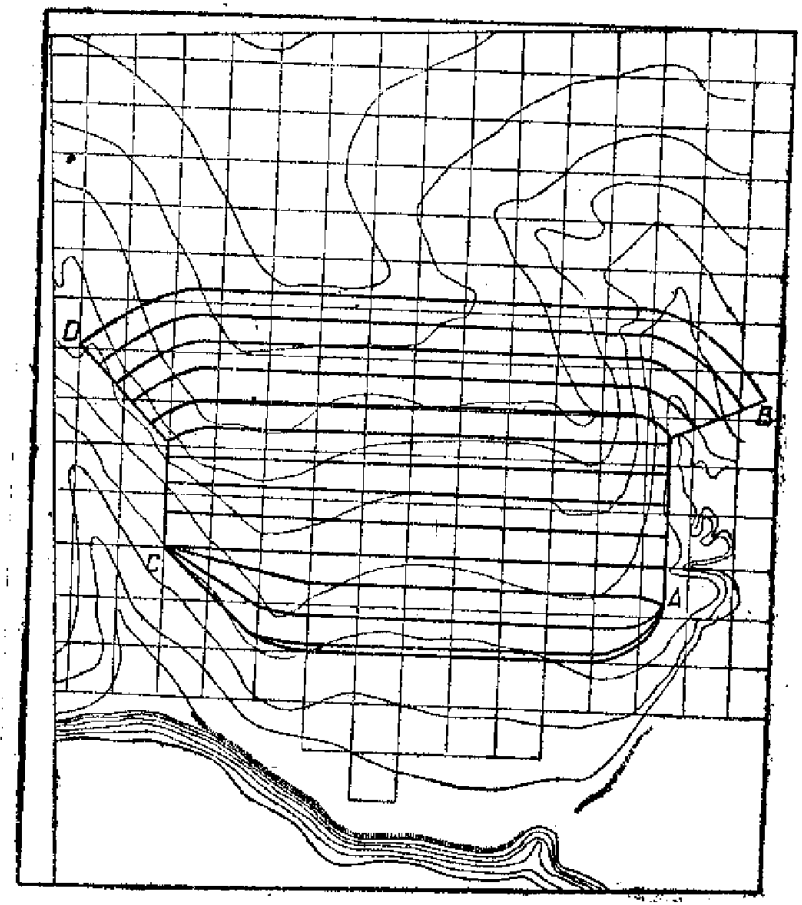


Рис. 93.

Откаточные траншеи, которые образуются в результате работ, обозначены буквами *AB* и *CD*. Откатка круговая.

40. ВЕЕРООБРАЗНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Как мы видели, общей чертой во всех трех описанных системах разработки является параллельное перемещение карьерного забоя, что вызывает необходимость в постоянном переносе закруглений. Это последнее обстоятельство может явиться причиной перерывов в добыче. Веерообразная система этим недостатком не обладает. Сущность ее заключается в том, что из наиболее удобного места (обыкновенно наиболее низкого места подошвы пласта) проходится разрезная траншея *AB* (рис. 94). Затем при развитии вскрышных и очистных работ забой перемещается не на одинаковое расстояние по всей своей длине, а на разное, причем в конце, наиболее удаленном от устья (точка *B*) траншеи, перемещение — наибольшее, по мере приближения к устью траншеи величина продви-

жения карьерного забоя уменьшается, а в устье оно равно нулю. Благодаря такому регулированию величины продвигания забоя, карьер как бы вращается вокруг точки *А*, постепенно развертываясь на подобие веера, отчего и система получила название *веерообразной*.

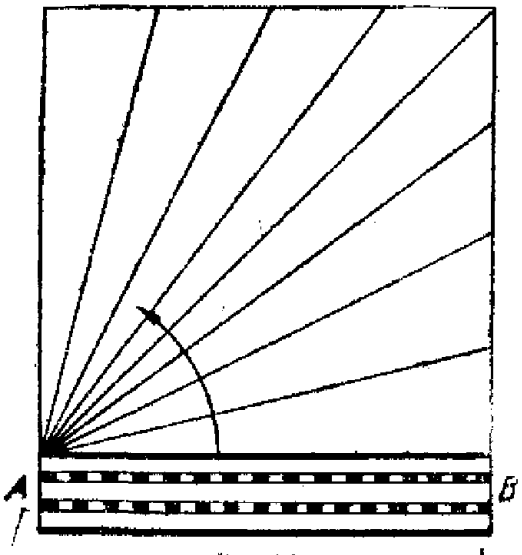


Рис. 94.

При такой системе длина фронта работ, как это видно из рисунка, обычно все время изменяется, увеличивается или укорачивается. Иногда разрабатываемые залежи обладают такими размерами, что при развертывании работ с одного пункта вращения может получиться чересчур длинный фронт работ. В таких случаях разработку поля ведут несколькими веерами, выбрав пункты вращения их в разных местах разрабатываемой площади. На рис. 95 представлены две схемы разработки прямоугольной вытянутой площади. Разрезные траншеи изображены жирными линиями, а направление вращения указано стрелками.

Неподвижные пункты веера выбирают так, чтобы они находились в наиболее низком месте поля.

Тогда разрезная траншея и развертываемые из нее карьерные забои будут иметь уклон к пункту вращения веера, что обеспечит водоотлив самотеком по канавкам и облегчит откатку груженых поездов. Кроме этого неподвижные пункты должны находиться в местах, удобных для соединения приходящих к ним карьерных путей с откаточным путем, проложенным на дневной поверхности или по вскрывающей месторождение выработке (уклон, скат и т. п.).

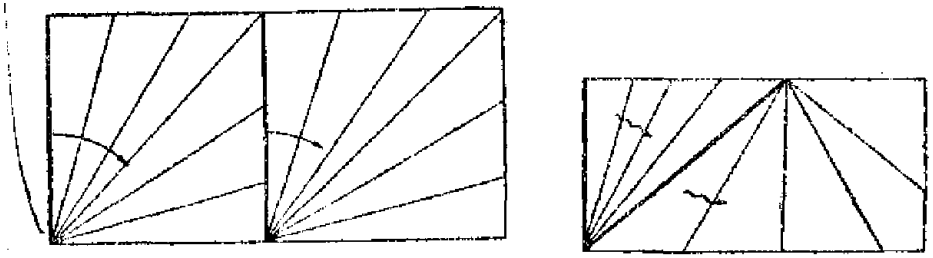


Рис. 95.

Веерообразная система перед всеми системами с параллельным перемещением забоя имеет следующие преимущества:

1) Во многих случаях сокращает период подготовительных работ, так как не требуется при ней проходки главной откаточной траншеи.

2) Сокращает путь откатки, ибо откатка производится по гипотенузе, *а не по сумме двух катетов (сравните длину откатки в описанных выше* системах с длиной откатки при веерообразной системе). Это обстоятельство уменьшает стоимость откатки, что чрезвычайно важно, так как стоимость откатки является основной статьей в себестоимости.

3) Отсутствует необходимость в переносе закруглений в месте примыкания карьерных путей к главному откаточному пути, а требуется только через некоторые промежутки времени выпрямление закруглений. Это значительно облегчает и удешевляет работу.

4) Неподвижный пункт является удобным местом для оборудования постоянных понизительных подстанций, насосных установок и т. п.

К недостаткам веерообразной системы следует отнести: необходимость соблюдать различные скорости подвигания забоя, что не всегда удобно и несколько затрудняет ведение работы. Однако

преимущества веерообразной системы настолько велики, что всегда, где только представляется возможность, следует стремиться применять ее.

Для иллюстрации применения веерообразной системы в действительных условиях месторождения приведем соответствующий вариант проекта разработки Воскресенских фосфоритов. На рисунке 96 изображено то же поле, что и на рис. 89, когда мы разбирали Г-образную систему. Как видно из рисунка, на всем поле имеется три неподвижные точки *А, В* и *С*, из которых пройдены разрезные траншеи № 1, 2, 4 и 5 (жирные линии). Направление вращения карьерных забоев показано стрелками. Для того чтобы иметь возможность вывести добытое ископаемое от точек *А* и *В*, к ним необходимо подойти короткими откаточными траншеями *Bd* и *Ae*. В этом варианте отсутствует длинная откаточная траншея в глубоких зонах (вдоль восточной границы), а откаточные пути проложены непосредственно на дневной поверхности вдоль выхода пластов (западная граница поля). Благодаря этому количество подготовительных работ значительно сокращается. Однако для данного случая такая разбивка имеет и свои недостатки, а именно:

1) Вследствие отсутствия откаточной и в то же время водоотливной траншеи *вдоль восточной границы южная часть месторождения, которая* разрабатывается из точки *С*, плохо дренирована.

2) Откатка в южной части вдоль забоев к точке *С* производится все время на подъем, что требует увеличения мощности двигателей и удорожает откатку.

Поэтому для избежания подобных недостатков при разработке больших площадей приходится прибегать к комбинированию веерообразной системы с другими описанными уже системами. На рис. 97 приведен один из вариантов такой комбинации веерообразной системы с Г-образной системой для того же месторождения.

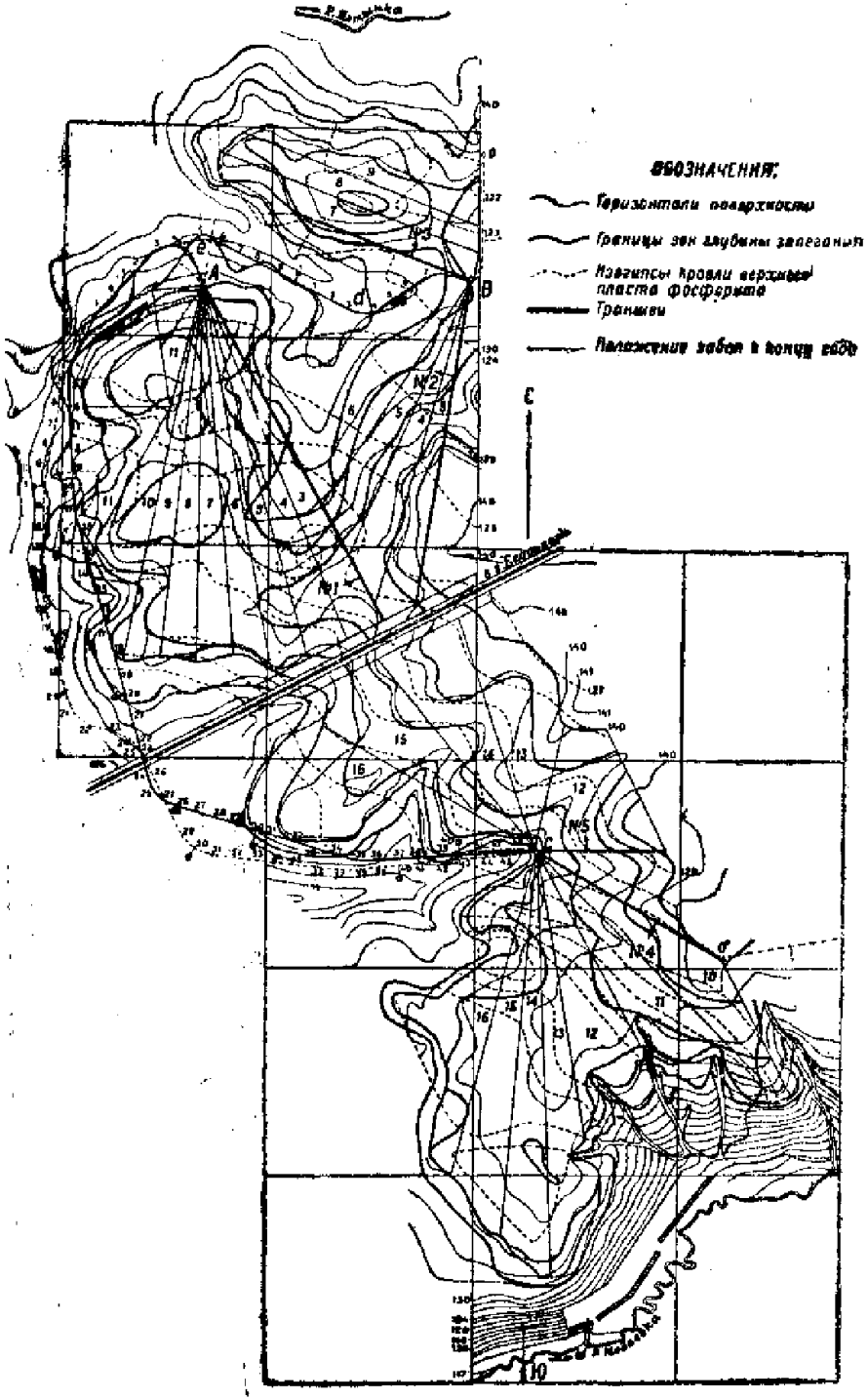

ОБОЗНАЧЕНИЯ:
Горизонтали поверхности
Границы зон глубины залегания
Изогипсы кровли верхнего пласта фосфорита
Траншеи
Положение забоя к концу года
A
B
C
D
E
№1
№2
№3
№4
№5
10

Рис. 96.

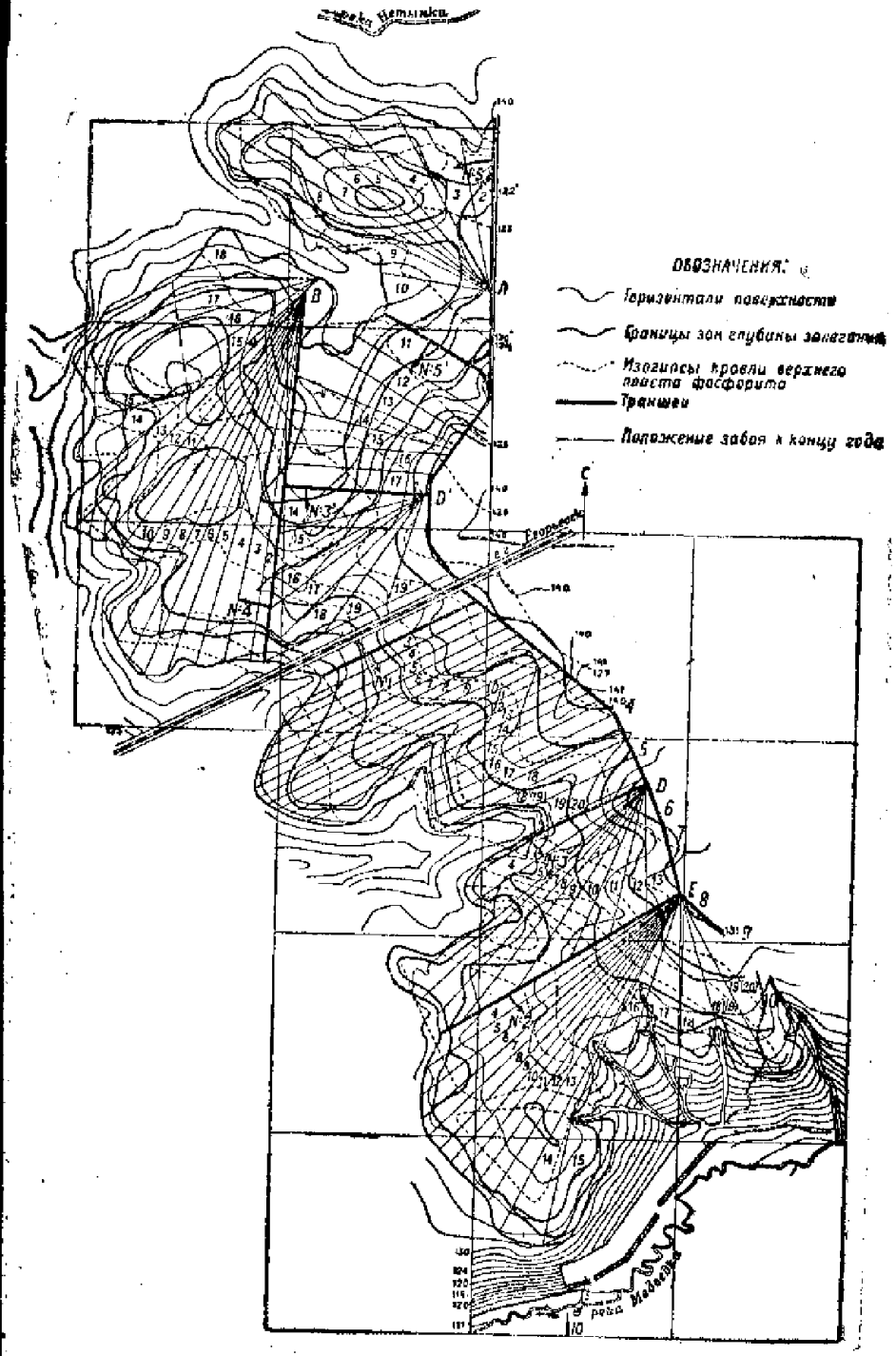

ОБОЗНАЧЕНИЯ:
Горизонтали поверхности
Границы зон глубины залегания
Изогипсы кровли верхнего пласта фосфорита
Траншеи
Положение забоя к концу года
A
B
C
D
E
№1
№2
№3
№4
№5
10

Рис. 97.

§ 41. СПИРАЛЬНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТОК

В описанных выше системах разработка идет обыкновенно от какой-либо одной границы поля. При спиральной системе выемку можно производить вдоль всех границ поля. Для этого из какого-либо наиболее удобного пункта *A* вдоль границ намеченного к разработке поля проходят разрезную траншею *1* (рис. 98). Затем, когда траншея обойдет все границы поля и подойдет к пункту *a*, траншею продолжают как спираль, делая проход *2*; далее из пункта *b*—проход *3* и т. д., пока не будет разработано все месторождение или весь подготовленный слой его. Когда разработка месторождения производится сразу на всю мощность его, то при начале прохода *2* можно вести разработку с закладкой пустой породы в выработанное пространство, т. е. сваливая породу в траншею *1*, где уже вынуто полезное ископаемое. В этом случае для получения доступа к каждому новому обороту спирали оставляется незаполненной породой часть траншеи *Ae*, которая на рисунке показана пунктиром.

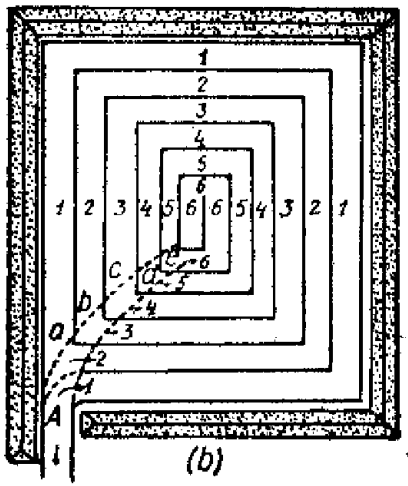


Рис. 98.

Спиральная система применяется, когда месторождение имеет правильный контур и занимает большую площадь.

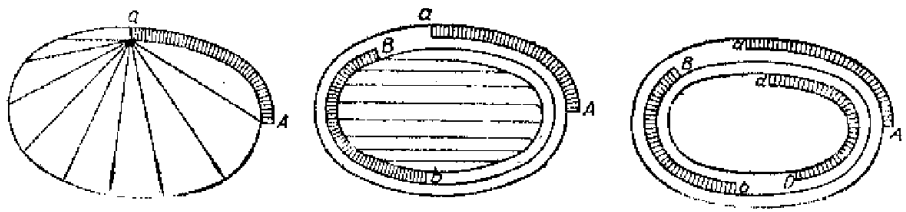
При этой системе так же, как и при всех системах, описанных в предыдущих параграфах, сначала снимается пустая порода, а затем выбирается обнаженное полезное ископаемое.

Если полезное ископаемое вследствие большой его мощности нельзя вырабатывать сразу на всю его мощность, то породу приходится вывозить из карьера. В этих случаях для отвозки пустой породы могут устраиваться самостоятельные спиральные пути, отдельные от путей, обслуживающих вывозку полезного ископаемого. Спиральная система создает длинный фронт работ, так как после прохода первой ее ветви *Aa* проходку следующих ветвей 2, 3 и т. д. можно вести из нескольких пунктов, число которых должно быть достаточно для выполнения намеченной годовой добычи.

Кроме того эта система облегчает проведение закруглений, устройство разъездов и дает большую возможность придать откаточным путям желательный уклон.

Недостатком спиральной системы является необходимость проводить длинные подготовительные траншеи (первая ветвь спирали), что удлиняет срок подготовки месторождения и удорожает саму подготовку, так как проходка траншей обходится всегда дороже, чем нормальная эксплоатационная работа.

Спиральная система в чистом, только что описанном, виде сравнительно редко применяется. Гораздо чаще она применяется в комбинации с другими вышеописанными системами. При этом спираль служит собственно для вскрытия всего месторождения или каждого слоя его, сама же разработка вскрытого слоя производится по другой системе. Такая комбинация чаще всего практикуется при разработке круто падающих мощных залежей. Для этого, начиная с наиболее удобного на дневной поверхности пункта *A*, проходят часть спирали до пункта *a* (рис. 99) с таким уклоном который позволил бы вывозку по нему подвижными двигателями. Длина части спирали *Aa* выбирается такой, чтобы при намеченном уклоне забой *a* опустился на достаточную глубину для придания ему желательной высоты. После этого из пункта *a* начинают по всей площади поля снимать породу, продолжая разработку или горизонтальной спиралью, как описывалось выше, или веерообразно (рис. 99, фиг. *1*), или применяя какую-либо другую из описанных систем. После снятия всего первого слоя из пункта *B* (фиг. *2*) проходят вторую часть *Bb* наклонной спиралью. Из пункта *b*



Фиг. 1. Фиг. 2. Фиг. 3.

Рис. 99.

снимают второй слой породы. На фиг. *2* показана разработка второго слоя Г-образной системой. После снятия второго слоя проходят третью часть спирали *Dd* (фиг. *3*) и снимают третий слой породы и т. д. Так ведут работу до тех пор, пока не достигнут подошвы полезного ископаемого. При выемке каждого слоя пути в карьере по нижней площадке спирали укладываются горизонтально.

Само собой понятно, что при такой организации работы нельзя вести работу с закладкой выработанного пространства, а требуется вывозка за пределы разрабатываемого поля всей снимаемой пустой породы.

§ 42. ТУПИКОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТОК

Когда месторождение очень вытянуто и имеет настолько незначительную ширину, что для разработки его невозможно применить ни одну из описанных в предыдущих параграфах систем, — разработку его производят тупиками.

В этом случае по месторождению во всю его ширину проходят только траншею, при проходке которой и получают полезное ископаемое. Так как в продолжение всего периода работ проходится только траншея, имеющая вид тупика, то и систему можно назвать *системой разработки тупиками*.

Примером системы разработки тупиками могут служить работы по добыче графита в Завалье (Украина).

На рис. 100 приведен план этого месторождения. Графит залегает пятью почти параллельными тонкими жилами *A*, *B*, *C*, *D* и *E*, располо-

женными на довольно значительном расстоянии друг от друга. Жилы перекрыты незначительной толщей пустых пород, мощность которых постепенно убывает к югу. Разработка каждой жилы ведется проходкой траншеи, ширина которой равна мощности жилы. Проходка траншей начинается

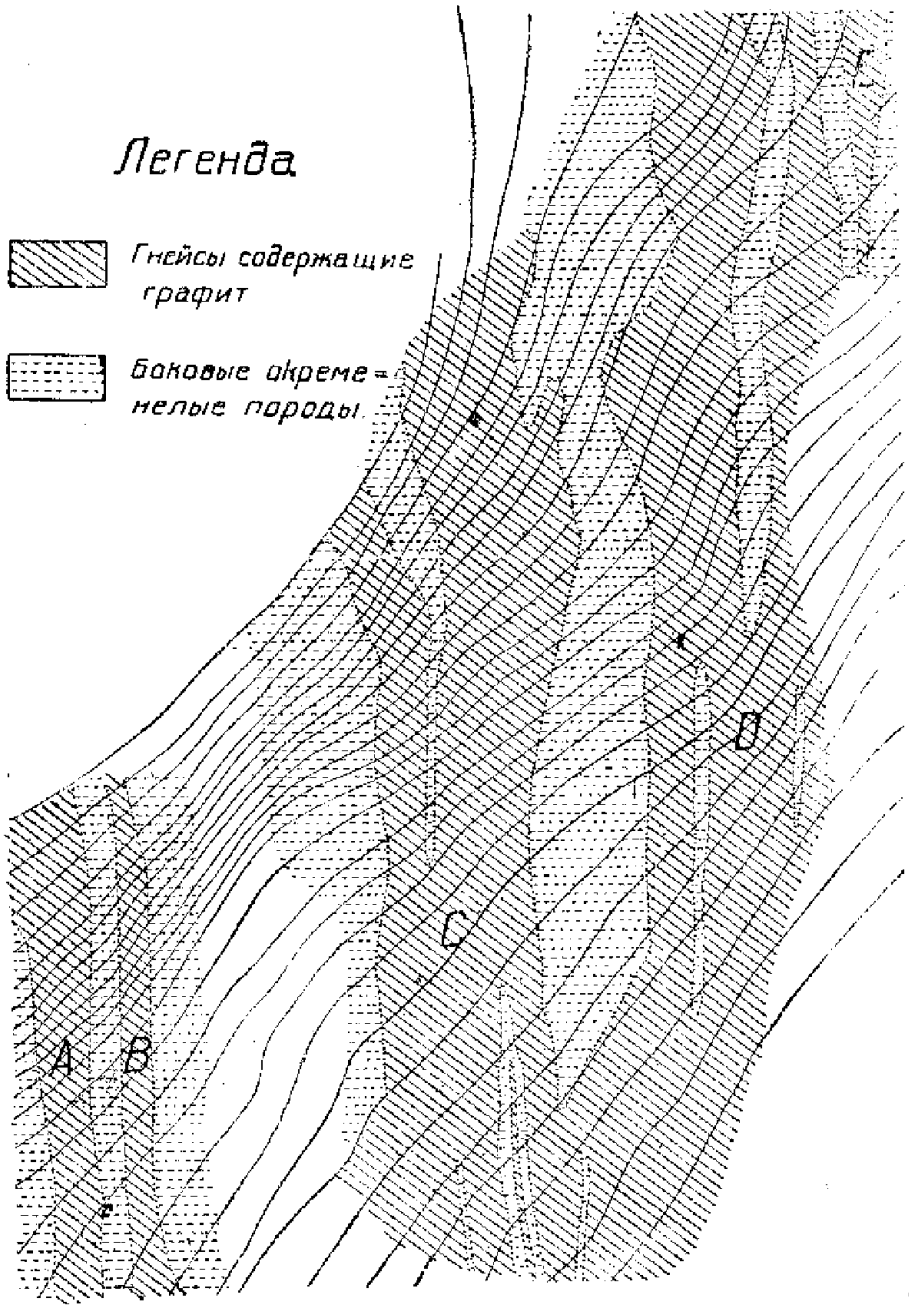


Рис. 100.

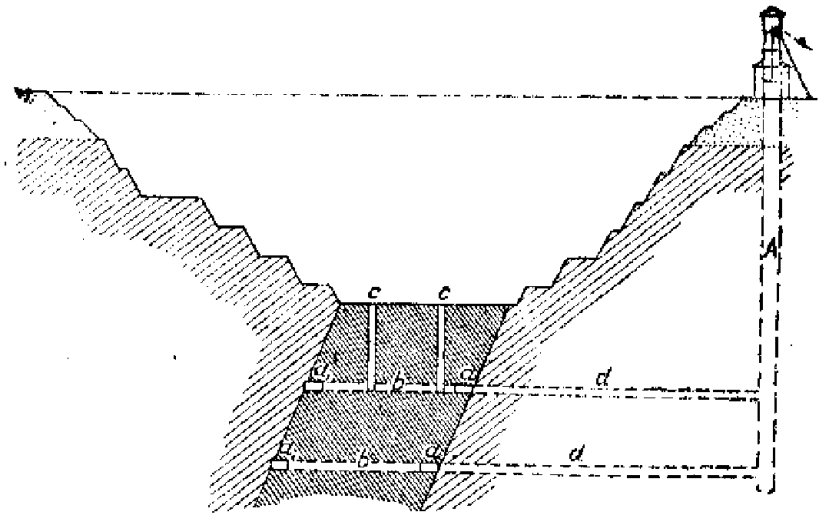
с юга со склона берега р. Буг (река на чертеже не показана). Откаточные пути, проложенные в траншеях, примыкают к откаточному пути, проложенному непосредственно по дневной поверхности.

§ 43. СИСТЕМА ГЛОРИ-ХООЛЬ (ГОРНЫХ МЕЛЬНИЦ)

Система *Глори-Хооль* или, иначе, *система горных мельниц* (*воронок*) в применении к открытым разработкам представляет собой комбинацию открытых работ с подземными. Комбинация эта заключается в том, что подготовку месторождения производят подземными работами, а очистную добычу ведут открытыми работами.

Система Глори-Хооль обыкновенно применяется при разработке глубоких горизонтов мощных крутопадающих залежей.

Верхние горизонты такой залежи до некоторой определенной глубины разрабатываются при помощи одной из описанных выше систем. Начиная же с большей глубины (различной для разных месторождений),



Фиг. 1.

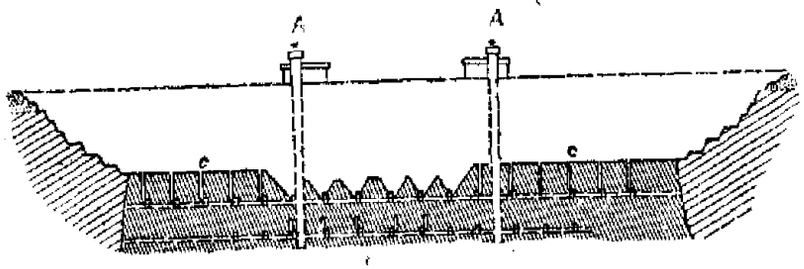
Рис. 101.

осуществление и эксплоатация описанных в предыдущем параграфе въездов в карьер (спираль, тупиковые заезды) обходятся дорого, а также, для осуществления систем открытых работ, приходится снимать слишком много пустых боковых пород. Поэтому для разработки глубоких горизонтов в некоторых случаях переходят на систему Глори-Хооль.

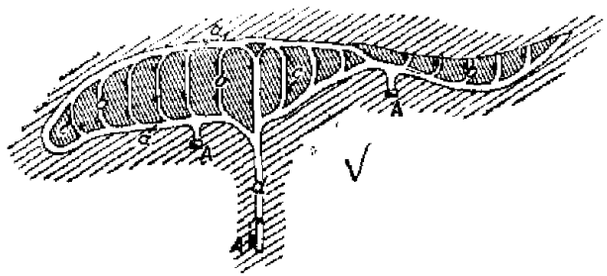
Сущность системы заключается в следующем.

В лежачем боку месторождения, на некотором безопасном расстоянии от контакта пустых пород с полезным ископаемым, проходится вертикальная (рис. 101) или наклонная шахта *A*, а если позволяет рельеф поверхности, то и штольня. От шахты проводится квершлаг *d* до подошвы залежи. Из квершлага по полезному ископаемому или по пустой породе

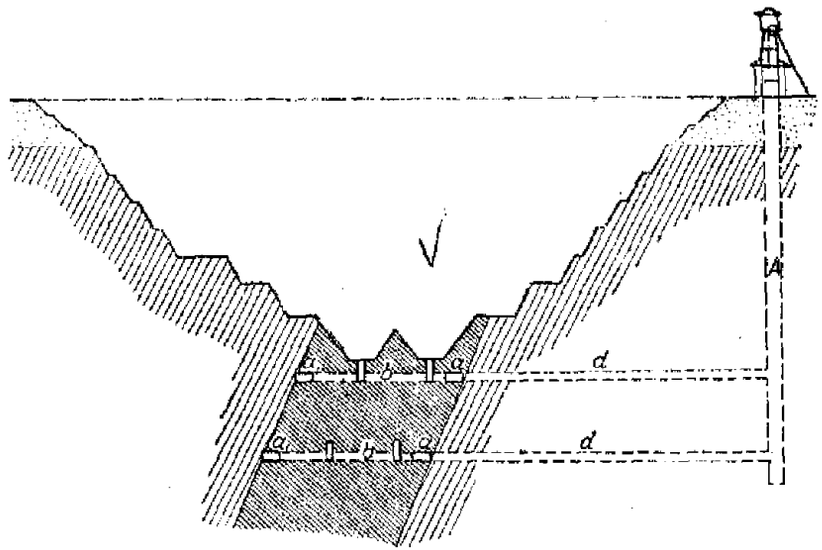
лежачего бока, по простиранию залежи, проходится откаточный штрек *a* (рис. 101, фиг. *3*). Сечение квершлага и штрека обычно делается достаточным для укладки двухколейного пути, так как по этим выработкам



Фиг. 2.



Фиг. 3.

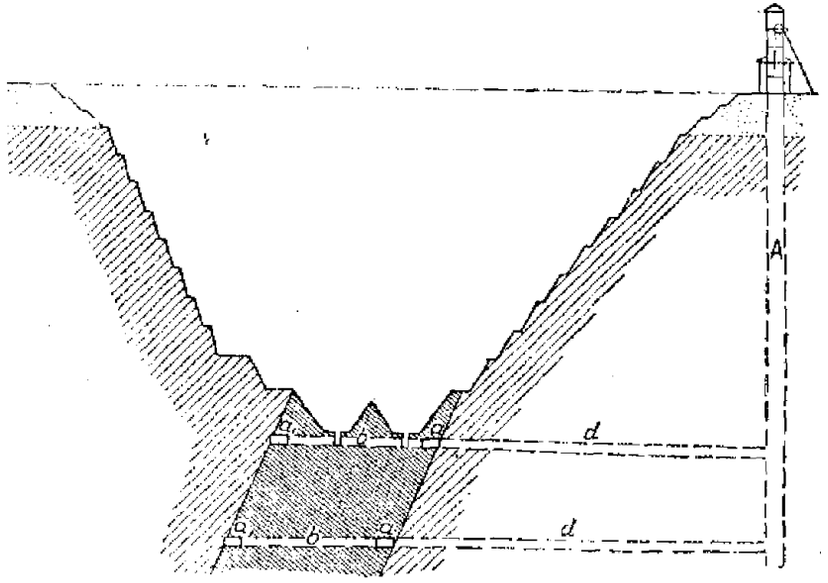


Фиг. 4.

Рис. 101.

должна производиться откатка всей добычи и следовательно будет усиленное движение поездов. От штрека *a* проходятся до висячего бока залежи орты *b*. Вдоль висячего бока для осуществления круговой откатки иногда проходится второй штрек a_1. Из ортов снизу вверх проводятся вертикальные гезенки *c* (рис. 101, фиг. *1*) до выхода их в подошву ранее разрабатывавшегося карьера. В нижней части гезенка устраиваются выпускные люки (рис. 102), отверстия которых закрываются специальным затвором. Затвор закрывается и открывается посредством рычага, который помещается в устраиваемой над ортой камере. На рис. 102, фиг. *1*, представлен продольный разрез места соединения гезенки с ортой, а на фиг. *2*—план этого соединения.

В проведении перечисленных выработок заключаются подземные подготовительные работы. Однако на этом еще не заканчивается подготовка месторождения к очистной добыче, так как для создания безопасных условий для очистных работ необходимо придать откосам карьера надлежащий безопасный уклон. Это достигается производством вскрышных работ по выемке бортов. Если угол падения залежи равен или меньше



Фиг. 5.

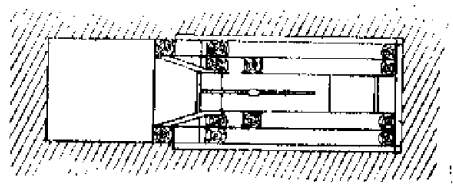
Рис. 101.

угла естественного откоса пород лежачего бока, то выемка пород производится только в висячем боку (рис. 103), так как нет оснований опасаться сползания лежачего бока. Если же залежь имеет более крутое падение, то породы снимаются с обоих бортов карьера, т. е. в лежачем и висячем боках (рис. 101, фиг. *1*). Эти работы приходится производить каждый раз при переходе к следующему нижележащему слою.

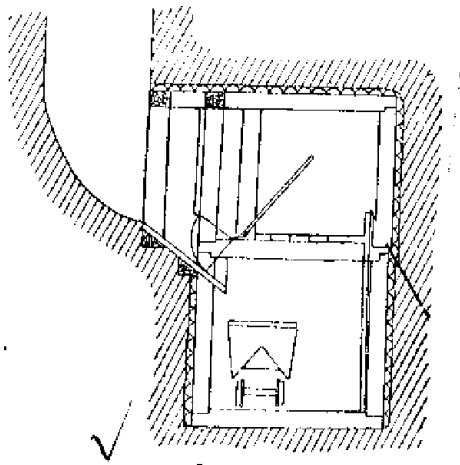
На рис. 101 видно положение обоих бортов одного и того же карьера при разработке слоев, залегающих на разной глубине. На фиг. *1*, представляющей разработку системой Глори-Хооль первого слоя, число уступов в висячем боку—7; на фиг. *5*, представляющей разработку следующего нижележащего слоя, число уступов в висячем боку к моменту начала разработки этого слоя—11.

После того как произведено достаточное количество подземных подготовительных работ и бортам карьера придан соответствующий безопасный уклон, приступают к очистным работам.

Очистные работы начинаются путем расширения (рис. 101, фиг. 4) устья гезенков в крепких породах обыкновенно при помощи взрывных работ. Взорванная порода падает в гезенки и летит вниз в описанный выше загрузочный люк. При расширении устье гезенка принимает вид воронки, обращенной вершиной вниз. Стенкам воронки придается или *прямолинейная форма* (рис. 101, фиг. 4), или *почвоуступная*. В первом случае *угол наклона стенок должен быть достаточен для того, чтобы взрываемое при расширении воронки полезное ископаемое скатывалось под влиянием силы тяжести в еще нерасширенную часть гезенка*. При этом иногда угол наклона получается настолько крутым, что для бурения шпуров бурильщики, чтобы не упасть в гезенк, должны подвешиваться на канатах. Если же придать угол наклона меньше угла естественного откоса, но более удобный для работы бурильщиков, то приходится прибегать к добавочной работе, применяя труд *лопаточников* для перелопачивания ископаемого в гезенк. Надо заметить, что обычно количество лопаточников



Фиг. 2.



Фиг. 1.
Рис. 102.

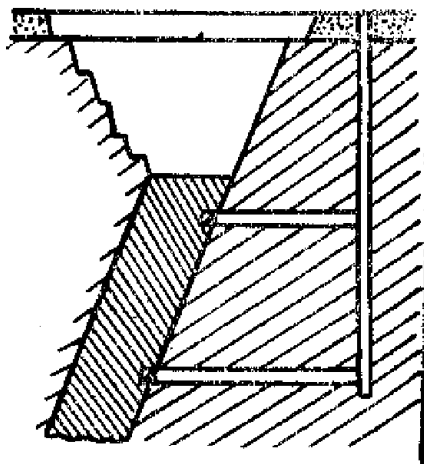


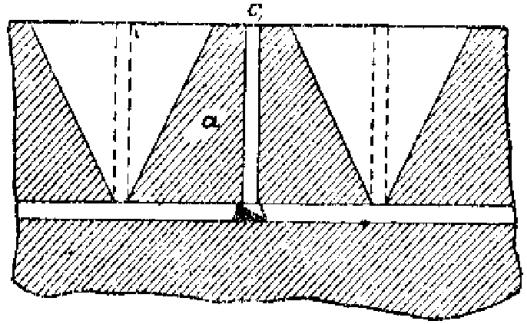
Рис. 103.

бывает небольшим, так как производительность их, благодаря наклону стенок воронки, очень высока. Количество лопаточников значительно увеличивается при почвоуступной форме стенок воронки, так как при ней приходится производить перелопачивание с уступа на уступ. Поэтому эту форму забоев обычно стараются избегать. Вообще надо заметить, что *почвоуступная форма является отступлением от правильной системы Глори-Хооль*.

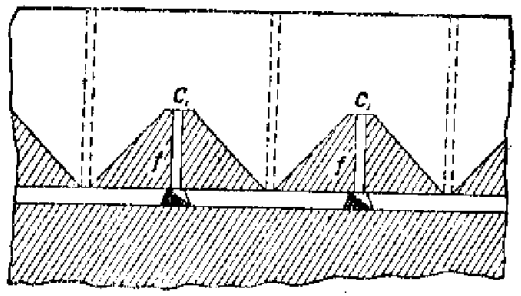
Расширение и одновременное углубление воронки (рис. 101, фиг. 4) продолжается до тех пор, пока вершина ее не достигнет кровли очистного. Такая работа производится одновременно в таком количестве гезенков, которое обеспечивает требующийся размер сменной добычи рудника.

При разработке гезенков верхние основания образующихся воронок сначала соединятся между собой, а затем перекроют друг друга

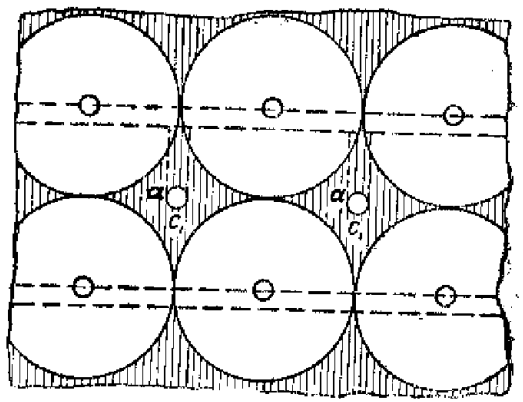
причем радиус верхнего основания при дальнейшем углублении будет постепенно уменьшаться (рис. 101, фиг. 4 и 5). Когда воронки будут разработаны на всю высоту слоя, между ними останется невынутым целик *f* (рис. 101, фиг. 5). Высота целика обыкновенно меньше высоты разрабатываемого слоя. Выемка этого целика может быть произведена или через специально пройденный в целик короткий гезенк c_1 (рис. 104, фиг. 2) путем постепенного расширения его в воронку, или через ранее разработанный гезенк *c*. В последнем случае продолжают расширение уже законченной воронки; при этом на месте вершины воронки образуется уступ, с которого взорванная порода сначала перелопачивается в гезенк, а затем, по мере удаления забоев от гезенка, по уступу прокладываются откаточные пути для доставки в вагонетках взорванной породы от забоя к гезенку.



Фиг. 3.



Фиг. 2.



Фиг. 1.
Рис. 104.

В устье гезенка обыкновенно устанавливается грохот из старых рудничных рельс. Назначение этого грохота: во-первых предупреждать падение рабочих в гезенк, во-вторых задерживать большие глыбы, которые подлежат разделке или дроблению баллдой или взрывами здесь же на грохоте. По мере углубления воронки грохот переносится ниже.

Во время разработки воронками могут быть случаи застревания полезного ископаемого в гезенке, вследствие образующихся в нем сводов из ссыпаемого ископаемого. Во избежание этого гезенки следует проводить с некоторым расширением книзу (рис. 105).

Такое сечение гезенка затрудняет образование свода.

Застреванию пород в гезенке способствуют:

1) вода, смачивающая куски и способствующая их слипанию и слеживанию в люке или гезенке, и

2) мороз, смораживающий отдельные куски между собой и приморaживающий их к стенкам гезенка.

Мерой борьбы служит хорошо организованный дренаж. *Заторы, образовавшиеся в гезенке вследствие мороза, иногда удается разбить* вливанием *в гезенк раствора обыкновенной соли, которая, как известно, понижает точку замерзания воды.*

При разработке между отдельными круглыми воронками получаются целики *а* (рис. 104, фиг. *1*), разработка которых требует применения труда лопаточников. Поэтому *надо стремиться так расположить гезенки и воронкам придать такую форму, чтобы размеры получались наименьшими.* Этого можно достигнуть расположением гезенков в *шахматном порядке* (рис. 106, фиг. *1*) или приданием воронкам *эллиптической формы*, или же тем и другим вместе (рис. 106, фиг. *2*).

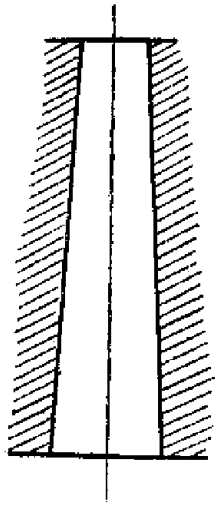
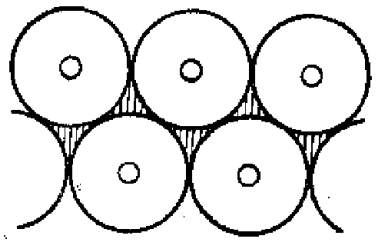
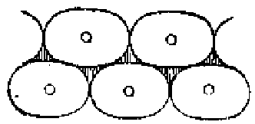


Рис. 105.

Производство подземных подготовительных работ обходится сравнительно дорого, поэтому надо стремиться сократить их до минимума. Этого можно достигнуть увеличением расстояния между ортами и гезенками. Однако это увеличение влечет за собой увеличение размеров остающихся между воронками целиков, выработка которых требует или проведения добавочных выработок (коротких гезенков и подходов к ним), или применения труда лопаточников. Это увеличивает стоимость работ. Поэтому *при определении наивыгоднейшего расстояния между ортами и гезенками следует делать сравнительные подсчеты стоимости единицы веса полезного ископаемого при разных расстояниях.*



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 106.

Для иллюстрации приведем табличку, показывающую зависимость между высотой забоя, расстоянием между ортами и относительную стоимость подготовительных работ.

Таблица 20.

Расстояние орт центр от центра	Площади	Отношение площадей в % при высоте забоя			Относительная стоимость подготовительных работ
		15,2 м	30,5 м	45,7 м	
15,2 м	Выработанная . .	68,5	84,3	89,6	1
	Целик	31,5	15,7	10,4	
12,2 м	Выработанная . .	73,5	86,7	91,2	1,25
	Целик	26,5	13,3	8,8	
9,1 м	Выработанная . .	78,5	89,2	92,6	1,65
	Целик	21,5	10,8	7,4	
6,0 м	Выработанная . .	83,2	91,6	95,4	2,50
	Целик	16,8	8,4	5,6	

Из этой таблицы видно, что при разработке слоя мощностью большей 15 м более экономичным является расстояние орт и гезенков друг от друга в 15 м. На это указывает последняя графа таблицы, из которой видно, что при расстоянии в 15 м между центрами орт стоимость подготовительных работ, по сравнению с меньшими расстояниями, равна 1, а при уменьшении расстояния это соотношение увеличивается до 1,25 и более.

Система разработок Глори-Хооль применяется для разработки мощных крутопадающих залежей.

Достоинства системы следующие:

1) Большая производительность на человека в смену.

2) Минимальное количество работы по перегребке и перемещению полезного ископаемого в забое.

3) Низкая стоимость очистных работ.

К недостаткам следует отнести:

1) Застревание полезного ископаемого в воронках.

2) Дождь и снег мешают и делают опасными работы на стенках воронки.

3) Трудность отсортировки полезного ископаемого от пустой породы.

4) Опасность падения людей в воронки, а также опасность от скатывающихся по склонам воронки кусков породы.

Вообще надо отметить, что *система Глори-Хооль дает значительное число тяжелых и смертельных случаев.*

Это обстоятельство, очевидно, и послужило поводом к названию системы. В переводе с английского языка слово Глори (Glory) означает «слава», а Хооль (Hole)—дыра, яма, воронка. О жертвах падения в воронки говорили как *о погибших со славой.*

Особено сильно увеличивается опасность работ на склонах воронок зимой, ранней весной и поздней осенью. *Это обстоятельство создает полную невозможность производства работ круглый год в местностях с дождливым и суровым климатом.*

§ 44. СИСТЕМА СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО В ЗАБОЕ

Эта система в сущности является вариантом системы Глори-Хооль, от которой она отличается отсутствием гезенков. Сущность ее заключается в следующем.

По подошве начатого карьера или из предварительно пройденной траншеи проходится по полезному ископаемому *А* ряд штолен *Т* (рис. 107). Штольни надежно крепятся в массиве породы, и крепление их сооружается на некотором расстоянии от устья вглубь карьера, как это ясно видно на рисунке.

Чтобы закрыть промежутки между дверными окладами и получить в кровле сплошной настил, поверх перекладов укладываются планки, сверху которых иногда насыпается небольшим слоем (0,5—1 м) добываемое полезное ископаемое.

Затем забой полезного ископаемого, находящийся выше уровня кровли штолен, взрывается. Разрушенная порода ложится кучей под углом естественного откоса и закрывает собой часть крепи, вы-

дающейся из штолен. Для погрузки породы в подаваемые в штольны вагонетки постепенно, начиная с самого крайнего оклада, разбирают наложенные на переклады планки, и порода благодаря этому сыплется в вагонетки. Если требуется, то крупные куски предварительно разбиваются балдой или разбуриваются. Полезное ископаемое, находящееся между штольнями, грузится в вагонетки вручную. На рис. 108 изображен перспективный вид описанной системы работ.

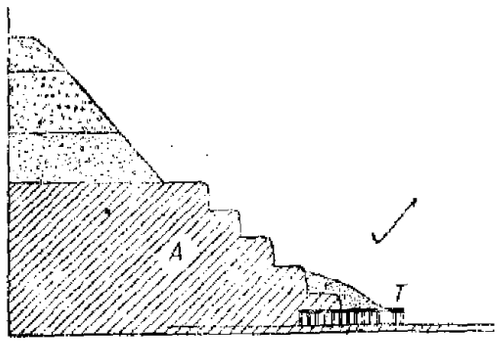


Рис. 107.

Преимуществом этого метода являются малые затраты на оборудование погрузки и экономичность работ по самой погрузке добытого полезного ископаемого.

В качестве примера применения на практике такой системы приведем сланцевый карьер в Renton, Wash (рис. 108).

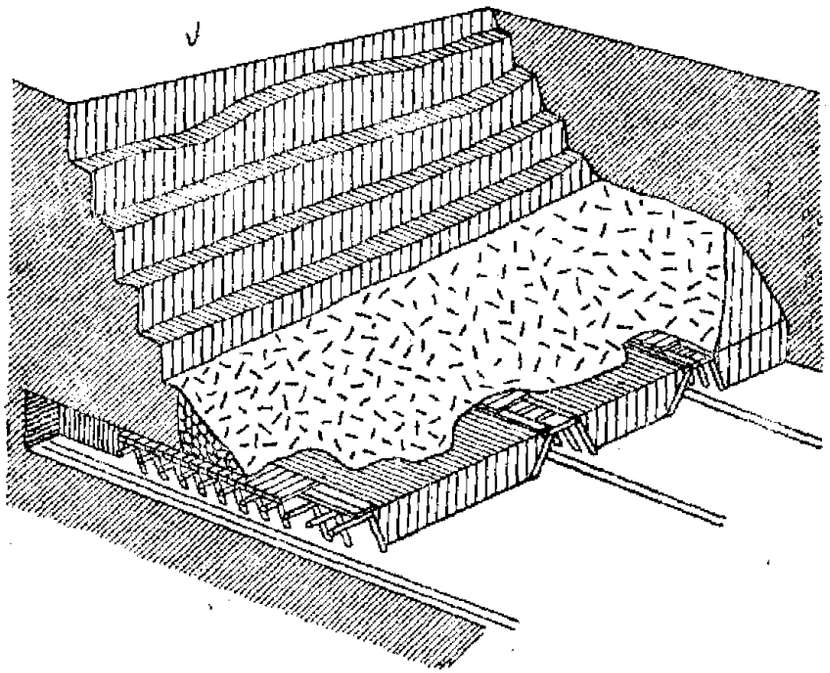


Рис. 108.

Длина карьерного забоя 210 *м*, высота забоя 45 *м*. Суточная добыча 700 *т*. Длина штолен около 7,5 *м*. Пять дверных окладов устанавливаются в массиве сланца и 7—8 окладов—снаружи. Одновременно проходится 20 штолен на расстоянии 6 *м* друг от друга. Переклады крепи закрываются сначала планками 75×300 *мм*, которые затем засыпаются слоем сланца, толщиной 0,6—0,9 *м*. Одновременно взрывается толща сланца, приходящаяся на три штольни. Взрыв обрушает одновременно 2 000—3 000 *т*. Погрузку и откатку производит артель в три человека в вагончиках с тоннажем 2,3 *т* сланца. Расстояние откатки 60 *м*. Средняя производительность одного человека 4,37 *т/ч*.

§ 45. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие вы знаете типы месторождений?
2. Какие способы вскрытия могут быть применены для крутопадающих месторождений и месторождений, залегающих на склоне горы?
3. Какое наблюдается различие в доставке добытого полезного ископаемого при разработке месторождений, залегающих на склоне горы, от доставки при разработке крутопадающих месторождений?
4. Какие системы разработок вы знаете? Напишите их классификацию.
5. Какие преимущества имеет веерная система против систем с параллельным продиганием забоев?
6. Чем следует руководствоваться при выборе места для поворотного пункта веерной системы?
7. В каких месторождениях может быть применена спиральная система разработок?
8. Какие преимущества имеет вскрытие месторождения спиралью против вскрытия уклоном?
9. Какие преимущества имеет вскрытие месторождения уклоном против вскрытия спиралью?
10. Опишите систему Глори-Хооль.
11. Опишите систему с магазинированием полезного ископаемого в забое.
12. Какой метод работ по вашему мнению выгоднее: с закладкой выработанного пространства снимаемой пустой породой, или с вывозкой ее за пределы участка, и почему?
13. Какие недостатки и преимущества имеют высокие уступы?
14. Чем следует руководствоваться при выборе высоты уступа?
15. Какое следует делать продольное сечение спускных гезенков для уменьшения возможности образования заторов?
16. Каким мероприятием можно ослабить смерзание породы в гезенке?
17. Какие факторы необходимо учитывать при определении расстояния между ортами и между гезенками при системе Глори-Хооль?

ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

1. Нарисуйте схему системы работ, применяющейся на карьере, где вы работаете. Постарайтесь уяснить себе причины выбора этой системы. Выявите, какие недостатки и преимущества имеет эта система в условиях вашего месторождения по сравнению с другими известными вам системами, которые могли бы быть применены для данного случая.

2. Замерьте высоту уступа и примерно определите угол откоса. Если разработка карьера производится одновременно несколькими уступами, [illegible] себе причины, заставившие остановиться на замеренной вами высоте.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Крейн, В. Р.*—Методы разработки руд. Гос. н.-т. изд, 1931, стр. 127—142. Цена 1 р. 80 к.

2. *Мерш, Р.*—Экскаваторы и применение их при горных работах, Гостехиздат, 1924, стр. 98—105. Цена 2 р. 90 к.

3. *Стешенко, А. И.*—Разработка железных руд в Криворожьи. Библиотека Горного журнала, изд. НТУ ВСНХ СССР, 1929, стр. 13—24, стр. 88, стр. 114—118. Цена 3 р.

ОГЛАВЛЕНИЕ.

632

К нашим учащимся. 3

Глава первая. **Общие сведения об открытых разработках.**

§ 1. Исторические сведения об открытых разработках 5
§ 2. Преимущества и недостатки открытых разработок по сравнению с подземными 7
§ 3. Условия, необходимые для открытых разработок 8
§ 4. Вопросы для самопроверки 15
§ 5. Контрольные задачи 15

Глава вторая. **Свойства пород.**

§ 6. Классификация пород 16
§ 7. Классификация пород по трудности отбойки 20
§ 8. Угол естественного откоса 23
§ 9. Разрыхляемость пород 35
§ 10. Отношение пород к воде 37
§ 11. Допускаемые давления на грунт 40
§ 12. Вопросы для самопроверки 41
§ 13. Контрольные задачи 42

Глава третья. **Устойчивость выемок.**

§ 14. Законы устойчивости откосов 43
§ 15. Благоприятные и неблагоприятные условия устойчивости выемок 49
§ 16. Очертание и крутизна откосов выемок 52
§ 17. Вопросы для самопроверки 53

Глава четвертая. **Изыскательские работы.**

§ 18. Общие сведения 55
§ 19. Промышленная разведка 56
§ 20. Гидрогеологические изыскания 60
§ 21. Вопросы для самопроверки 66

Глава пятая. **Планирование разработок и подготовка участка для открытых работ.**

§ 22. Общие положения о планировании открытых разработок 68
§ 23. Подготовка участка, намеченного к эксплоатации 73
§ 24. Осушение поверхности 73
§ 25. Дренаж глубоко залегающих грунтовых вод 75
§ 26. Расчет сечения канав 79
§ 27. Валка леса 88
§ 28. Вопросы для самопроверки 98
§ 29. Контрольные задачи 98

Глава шестая. **Системы разработок**

§ 30. Классификация работ 100
§ 31. Способы вскрытия месторождений 100
§ 32. Вскрытие наклонных и крутопадающих залежей. 102
§ 33. Вскрытие залежей на склоне горы 104
§ 34. Подготовительные работы 108
§ 35. Факторы, влияющие на выбор высоты уступа 109
§ 36. Классификация систем разработок 112
§ 37. Т-образная система разработок 113
§ 38. Г-образная система разработок 117
§ 39. П-образная система разработок 121
§ 40. Веерообразная система разработок 123
§ 41. Спиральная система разработок 128
§ 42. Тупиковая система разработок 129
§ 43. Система Глори-Хооль 131
§ 44. Система слоевого обрушения с магазинированием полезного ископаемого . 137
§ 45. Вопросы для самопроверки 139

ГНСТИ

43124

Ув. 270
3-88.

Д. ФОТОВ

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМИ РАБОТАМИ

ч. II

Нет!

С
Р
ЗДАТ
932

А. П. ЗОТОВ
ДОЦЕНТ ЛЕНИНГРАДСКОГО
ГОРНОГО ИНСТИТУТА

622.270
З-88

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМИ РАБОТАМИ

УЧЕБНИК ДЛЯ ВТУЗОВ

ЧАСТЬ ВТОРАЯ (специальная)

под редакцией

проф. Е. Н. БАРБОТ ДЕ МАРНИ

608
Проверено 1936 г.

НКТП СССР
ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ГОРНОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛЕНИНГРАД — МОСКВА — НОВОСИБИРСК — 1932

Ж-56-5-2

ПРОВЕРЕНО
1948 г. КГРИ

Изд. ОНТИ НКТП СССР „Красный Печатник", Ленинград, Международный пр., 75а.

ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ

§ 46. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При проходке траншей необходимо произвести прежде всего отбойку породы, а затем перемещение ее на более или менее значительное расстояние. Для того чтобы выполнить работу в определенный срок и в то же время наилучшим образом использовать имеющиеся в распоряжении рабочую силу, машины и средства перевозки, необходимо вести проходку по определенному, заранее обдуманному плану. Основным условием правильной организации работ является *достаточное развитие фронта работ*, на котором свободно можно расставить рабочих и машины в количестве необходимом для выполнения работ в заданный срок.

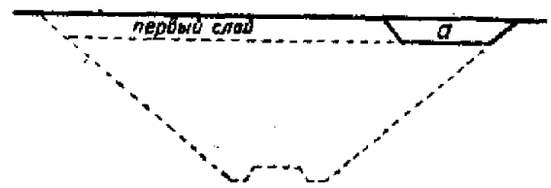


Рис. 109.

В зависимости от местных условий, наличия инструментов и машин, перевозочных средств, количества рабочей силы и свойств пород, применяются разнообразные методы проходки траншей. Однако все они могут быть сведены к трем типичным способам:

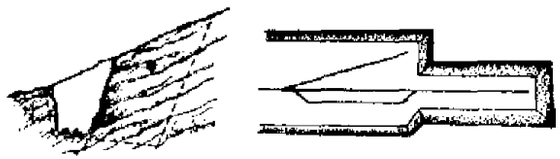
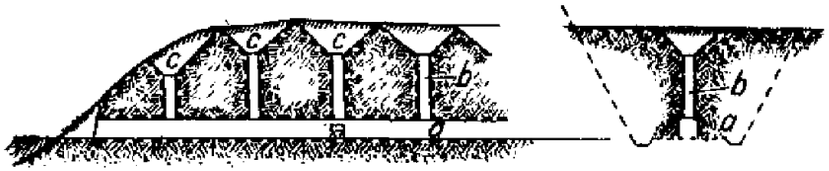


Рис. 110.

1) *Продольная проходка траншей.* Метод продольной проходки широких и глубоких траншей заключается в том, что сначала проходится узкая и неглубокая выемка *a* на всю длину траншеи (рис. 109), затем эта выемка постепенно расширяется до проектных размеров траншеи. Таким образом снимается первый слой породы. После этого аналогичным способом снимаются второй, третий и т. д. слои породы до тех пор, пока не будет достигнута проектная глубина траншеи. Таким образом *проходка производится слоями.*

2) *Поперечная проходка траншей.* Вначале проходится узкая выемка на всю глубину траншеи на длину, достаточную для постановки состава откаточных сосудов, а затем разработка подвигается по ширине траншеи, в бок от проложенного пути (рис. 110). После того как разрабатываемый участок достигнет проектной ширины траншеи, вновь проходится вперед узкая выемка на длину состава и рассеченный участок расширяется до проектной ширины траншеи. Работа таким образом продолжается до тех пор, пока не будет пройдена траншея на всю проектную длину.

3) *Штольневая проходка или английский способ* (рис. 111, фиг. 1 и 2). При этом способе пути для вывозки породы укладываются в штольне *a* сразу на уровне подошвы будущей траншеи (фиг. 1). Вынимаемая порода спускается по гезенкам *b* в штольню, где и грузится в откаточные сосуды (фиг. 2). Этот способ применяется для проходки очень глубоких выемок при рельефе местности, позволяющем проходку штольни.



Фиг. 1. Фиг. 2.

Рис. 111.

Проходка подготовительных траншей является наиболее трудной и дорогой работой, особенно когда работы ведутся при наличии грунтовых вод. Поэтому

первым и основным требованием для успешного производства работ является надлежащий отвод вод от места работы.

При несоблюдении этого требования значительно понижается производительность рабочих, затрудняется передвижка машин (экскаваторов), затрудняется содержание в исправности рельсовых путей, по которым производится вывозка добытой породы и которые вязнут в грязи, и наконец создается угроза оползней и обвалов.

Для надлежащего отвода воды следует проходку траншеи вести с уклоном к устью траншеи, кроме того для отвода воды от места работ должны проходиться временные канавы или сооружаться лотки. Для предупреждения стока атмосферных осадков с дневной поверхности, имеющей уклон к разрабатываемой траншее, необходимо *заблаговременно* проходить *нагорные канавы*, т. е. канавы на дневной поверхности, параллельные оси траншеи. В тех же случаях, когда из траншеи отвод воды самотеком невозможен, следует организовать откачку насосами.

Вторым условием правильной проходки траншеи является осторожный подход к ее подошве и бортам.

Если траншея по недосмотру будет выбрана глубже, чем требуется по проекту, то для укладки по подошве ее рельсовых путей придется делать *присыпку*, которая обыкновенно держится плохо, а работы по производству присыпки являются лишними и удорожают проходку всей траншеи. Поэтому обычно сначала проходку заканчивают *вчерне*, т. е. не добирая ее до проектной подошвы и откосов, а затем их отделывают *вчистую*.

Выбор способа проходки траншеи зависит от:

1) Количества земляных работ.
2) Ширины траншеи.
3) Глубины траншеи.

4) Категории пород.
5) Количества и положения грунтовых вод.

Эти же факторы определяют и характер горных работ, при помощи которых должна производиться проходка.

В зависимости от категории породы применяются:

1) Горные работы без применения взрывчатых веществ.
2) Горные работы с применением взрывчатых веществ.

Эти работы могут быть осуществлены:

1) *Ручными работами*, при которых отвозка добытой породы может производиться:
   а) В тачках
   б) В подводах } (безрельсовый транспорт).
   в) В вагонетках по рельсовым путям (рельсовый транспорт).
2) *Машинными работами*:
   а) Скреперами.
   б) Экскаваторами одноковшевыми.
   в) Экскаваторами многоковшевыми.

При применении машинных работ отвозка породы может осуществляться:
   а) Тракторами с прицепными повозками или в автомобилях.
   б) В вагонетках по рельсовым путям.
   в) При помощи транспортеров.

§ 47. ПРОДОЛЬНАЯ ПРОХОДКА ТРАНШЕИ

Метод продольной проходки траншей применяется, главным образом, при значительной длине и ширине траншей и при вывозке получаемой породы тракторами, автомобилями или поездами по рельсовым путям. Как было указано в предыдущем параграфе, *продольный способ* проходки заключается в том, что работы ведутся сразу на значительном протяжении траншеи по длине и последняя лишь постепенно приводится к проектному поперечному сечению. Углубление траншеи производится горизонтальными слоями 1, 2, 3 и т. д. (рис. 112). Продольная проходка дает возможность сразу широко развить *фронт работ*.

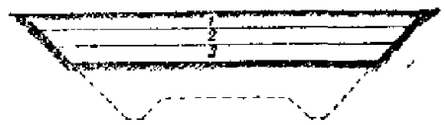


Рис. 112.

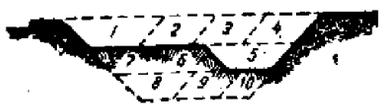
Разберем два основных случая организации работ при продольной проходке траншеи.

§ 48. ПРОДОЛЬНАЯ ПРОХОДКА ВРУЧНУЮ, ВОЗКА ПОЕЗДАМИ ПО РЕЛЬСОВЫМ ПУТЯМ

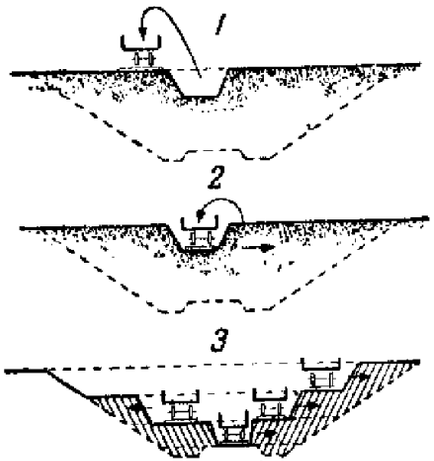
Рельсовый путь, по которому производится откатка вынимаемой породы, укладывается вдоль оси проходимой траншеи. Если поверхность земли не имеет крутых уклонов или больших неровностей, то рельсовый путь первоначально укладывается *непосредственно* на поверхности земли вблизи одного из откосов выемки или по оси проходимой выемки.

Если же характер поверхности земли таков, что укладка пути непосредственно по ней не представляется возможной, то вручную предварительно проходят с надлежащим уклоном узкую траншею, в которой и укладывают откаточный путь. Иногда для придания пути однообразного уклона местами приходится устраивать временные подсыпки, которые затем,

при дальнейшем ходе работ, снимаются вместе с прилегающими частями траншеи. Подобных *вспомогательных работ не следует избегать, так как благодаря улучшению условий откатки увеличится общая производительность работ, а следовательно расходы на вспомогательные работы окупятся с избытком.*



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 113.

Когда уложен откаточный путь, вдоль него приступают к выемке породы. По мере расширения слоя, откаточный путь постепенно передвигают в горизонтальной плоскости, а при переходе работ на каждый нижележащий слой путь опускается. Работы таким образом продолжаются, пока не будет достигнута требуемая глубина траншеи.

На рис. 113, фиг. 1 показана схема проходки выемки продольным способом. На этом рисунке цифры обозначают последовательность развития работ от откоса проходимой траншеи, а на рис. 113, фиг. 2 схема работ от середины траншеи при откатке по одноколейному пути.

При значительной проектной ширине проходимой траншеи вывозку породы можно производить по двойному откаточному пути.

На рис. 114 показана схема такой разработки.

Для увеличения производительности желательно, чтобы нагрузка вагонов, при ручной работе, производилась бросанием добытой породы сверху вниз, а не наоборот. Поэтому пути должны располагаться на подо-

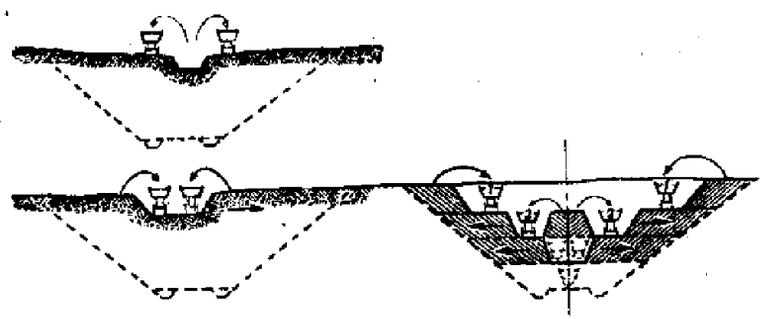


Рис. 114.

шве разрабатываемого уступа, а не на верхней площадке его. На рис. 114 путь бросаемой породы показан стрелками. При рассмотрении этого рисунка мы видим, что наиболее невыгодное положение имеют работы в начале проходки траншеи. Для большей успешности и экономичности

проходки следует всегда стремиться к тому, чтобы высота разрабатываемого слоя была значительной, так как при этом уменьшается число передвижек путей. Однако

высота слоя согласно § 142 „Правил безопасности ведения горных работ" не должна быть больше 8,5 *м*.

Крутизна откоса во время работ обычно делается наибольшей, в зависимости от свойств разрабатываемых пород.

При переходе разработки на нижележащий слой опускание откаточных путей, в зависимости от качества грунта, производится различным образом.

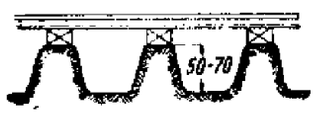


Рис. 115.

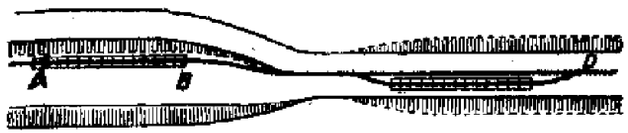


Рис. 116.

При *рыхлых породах* (например, песок) для опускания рабочего пути сначала вынимают породу в промежутках между шпалами (рис. 115), а затем срывают ее и под шпалами. Работа опускания при этом идет быстро, а вследствие рыхлости породы путь быстро и легко приводится в устойчивое состояние. Применяя такой способ работ, можно сразу производить опускание пути на глубину не более 0,5 — 0,7 *м*.

При более *плотных породах* вышеописанный способ опускания пути затруднителен, а потому, при этих условиях, обыкновенно рядом с существующим путем проходят новую выемку и в нее переносят путь. В этом случае опускание пути обычно производится на глубину до 1,5 *м*. Опускание пути на слишком малую величину в данном случае невыгодно, так как все расходы по перекладке пути ложились бы на слишком малый объем работ. С другой стороны и увеличивать глубину опускания рабочего пути свыше указанной нормы тоже невыгодно, ибо тогда, при образовании глубокой выемки, пришлось бы слишком высоко бросать породу в вагонетки.

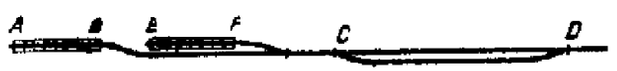


Рис. 117.

Схемы расположения откаточных путей весьма разнообразны и выбор одной из них в каждом конкретном случае зависит от числа поездов, обслуживающих проходку. Простейшее расположение путей у места нагрузки показано в плане на рис. 116. Здесь буквами *AB* обозначен погрузочный путь, а буквами *CD* — разъезд. Когда нагрузка поезда на участке *AB* будет окончена, он уходит по главному пути к месту выгрузки, а на его место становится под нагрузку порожний состав, ожидавший на разъезде *CD*.

Если для выполнения работы в заданный срок требуется, чтобы одновременно нагружалось несколько поездов, то соответственно должно быть увеличено и число погрузочных путей. С каждого пути должен быть устроен самостоятельный выход на главный путь, чтобы поезда не задерживали друг друга и каждый поезд мог уходить сейчас же по окончании на-

грузки. Расположение путей для этого случая с двумя погрузочными тупиками *AB* и *EF* показано на рис. 117. Впереди погрузочных тупиков устраивается разъезд *CD*.

Уклоны путей не должны быть слишком крутыми (не более 0,030), *ибо при крутом уклоне вагоны при спуске могут приобретать слишком большие скорости*. Наиболее выгоден такой уклон пути, при котором вагоны только что начинают двигаться под влиянием силы тяжести. Таким уклоном является уклон, равный *коэфициенту сопротивления движению рабочего поезда*. В каждом случае уклон пути должен быть определен расчетом (см. курс Откатки). Обычно же он заключается в пределах 0,004 — 0,006 при содержании путей в чистоте и 0,006 — 0,010 при рельсах, загрязненных породой, что чаще всего имеет место при карьерных работах.

При отвозке породы подводами порядок производства проходки остается тот же, но для возможности разъезда и поворачивания подвод, при переходе к разработке нижележащих слоев, первые выемки необходимо делать шире. Само собой понятно, что при этом отпадают все работы, связанные с укладкой и переноской рельс.

§ 49. ПРОДОЛЬНАЯ ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ОДНОКОВШЕВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ, ОТВОЗКА ПОЕЗДАМИ ПО РЕЛЬСОВЫМ ПУТЯМ

При проходке траншей могут быть применены как одноковшевые, так и многоковшевые экскаваторы.

Случаи проходки траншей экскаваторами в настоящее время являются наиболее распространенными, так как размеры добычи и *быстрота полного* развития работ диктуют необходимость широкого и быстрого развития *подготовительных работ*. К *тому же большие масштабы производства* требуют механизации добычи. Поскольку же имеются механизмы для очистных *работ, их рационально использовать и для подготовительных работ*.

В горном деле при проходке подготовительных траншей получили наибольшее распространение из одноковшевых экскаваторов: *механические лопаты* и *драглайны*, а из многоковшевых — *экскаваторы с нижним черпанием* (тифбаггеры). Благодаря конструктивным особенностям упомянутых экскаваторов, организация работ по проходке ими траншей различна, а поэтому опишем работу каждого типа экскаватора в отдельности.

Проходка траншей механической лопатой. Как мы видели во II части курса „Горные выработки и горные работы", основной чертой работы механической лопаты является разработка *выше того уровня, на котором стоит экскаватор*, и только на небольшую глубину ниже этого уровня.

Поэтому в начале проходки траншеи механической лопате приходится работать, постепенно спускаясь в выемку. Это обстоятельство предрешает и организацию работ по проходке траншей механическими лопатами. Так как при проходке первоначальных траншей порода должна удаляться из выработанного пространства, то для этого требуется или отвозка ее на сторону, или в лучшем случае свалка на борт траншеи. Поэтому сущность проходки механической лопатой заключается в том, что или экскаватор складывает породу на борт проходимой траншеи, или вдоль проходимой траншеи укладывается сквозной путь, по которому производится отвозка добытой породы. Первый *случай возможен только при проходке узкой* траншеи, ширина которой позволяет, производство такой работы, *или при производстве первого прохода вдоль борта широкой* траншеи. Вообще же метод работы состоит из: 1) постепенного уширения траншеи по подошве ее и 2) углубления траншей по мере продвижения экскаватора вперед. Для производства каждой из этих операций откаточный путь, проложенный вдоль траншеи, перекладывается по всей своей длине. При этом в большинстве случаев в начале проходки ковш экскаватора разгружается в подвижной состав, который стоит на пути, уложенном *выше уровня* экскаваторных путей, или же порода складывается на борт выемки вдоль пути экскаватора (узкая траншея или первый проход). Таким способом работа может продолжаться до тех пор, пока экскаватор не опустится в выемку настолько, насколько позволяет максимальная высота разгрузки экскаватора. После первого прохода обычно ширина разработанной выемки достаточна для самого экскаватора и укладки на почве откаточного пути. Поэтому путь с борта траншеи может быть перенесен на почву траншеи, и экскаватор может начинать новую заходку для расширения траншеи, разрабатывая забой рядом с проложенным путем. Подобным способом траншея постепенно расширяется и углубляется, пока ее глубина и ширина не достигнут проектных размеров.

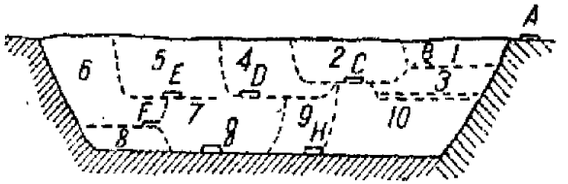


Рис. 118.

На рис. 118 показан *метод проходки широкой* и глубокой траншеи при *помощи нескольких заходок* экскаватора.

Первая заходка. Вдоль предполагаемой к проходке траншеи, так же как и при ручной работе, по земной поверхности прокладывается откаточный путь. Экскаватор, начиная работу с дневной поверхности от устья будущей траншеи, производит первую заходку с уклоном и таким образом постепенно спускается в проходимую им траншею, сваливая добытую породу в вагоны, стоящие на откаточном пути *A* (рис. 118), или, если первый проход производится без отвозки породы, то сваливая породу прямо на борт траншеи. Если для проходки применяется механическая лопата на рельсовом ходу, то для нее по мере проходки траншеи по подошве ее настилается второй рельсовый путь. Продолжая работать таким образом, экскаватор постепенно углубляется до такой глубины, какую позволяет высота его разгрузки, и делает первый проход (на рис. 118 обозначен цифрой *1*) такой ширины, какую допускает радиус его копания.

Вторая заходка. Когда первый проход сделан на всю длину траншеи, откаточный путь *A* с поверхности земли переносится на почву пройденной первой заходки и занимает положение, обозначенное на рисунке буквою *B*. Механическая лопата начинает вторую заходку (на рисунке вторая заходка обозначена цифрою *2*) рядом с первой заходкой, расширяя ее и в то же время постепенно углубляясь ниже подошвы первой заходки. Добываемую породу экскаватор сваливает в вагонетки, подающиеся по пути *B*.

Третья заходка. После проходки на всю длину траншеи второй заходки откаточный путь переносится с места *B* на подошву второй заходки в положение *C*, а экскаватор переходит на место первой заходки и начинает третью заходку (обозначенную цифрой *3*). Добытую породу сваливает в вагонетки, которые к нему подкатываются по пути *C*.

Четвертая заходка. Когда третья заходка окончена, экскаватор начинает разрабатывать четвертую заходку (на рисунке *4*) по другую сторону откаточного пути *C*, сваливая породу в вагонетки, подаваемые по тому же пути *C*.

Следующие заходки. После окончания четвертой заходки экскаватор делает 5, 6, 7 и т. д. заходки до придания траншее проектной ширины и глубины. Последовательное соответствующее этим заходкам положение путей обозначено на рисунке буквами *D*, *E*, *F*, *G* и *H*. Проходка экскаватором траншеи по описанной схеме производится сначала вчерне. Окончательная отделка откосов и дна траншеи производится вручную.

Проходка траншей механической лопатой может производиться в породах: рыхлых пластичных и ломких. При проходке крепких пород требуется предварительное разрыхление пород взрывными работами, механическая же лопата применяется только для погрузки взорванной породы в вагоны.

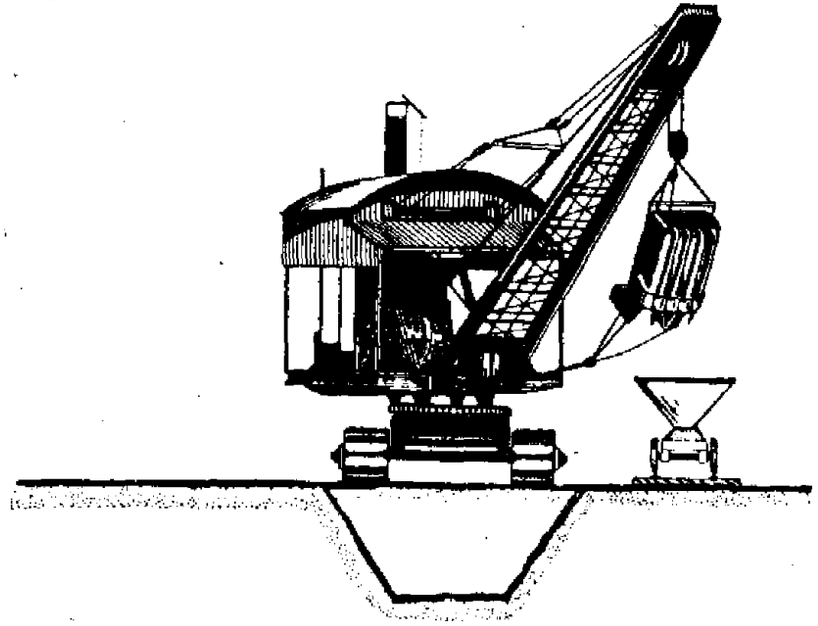


Рис. 119.

Проходка траншей драглайном. Как известно, *драглайн, главным образом, приспособлен для черпания пород ниже уровня экскаваторных путей*, а потому проходку траншей драглайн производит с дневной поверхности, стоя или около откоса или впереди забоя проходимой траншеи (рис. 119). Нужно заметить, что

установка драглайна близко к борту траншеи возможна только в том случае, если разрабатываемая порода достаточно устойчива и борт траншеи не грозит обрушением.

Поэтому в малоустойчивых породах драглайн для проходки траншей не должен применяться. Наилучшие показатели драглайн дает при проходке траншей в породах не слишком тяжелых для черпания.

Перед механической лопатой драглайн при проходке траншеи имеет следующие преимущества:

1) Допускает проходку глубокой траншеи непосредственно с дневной поверхности, благодаря тому что имеет значительно большую глубину копания, чем механическая лопата.

2) Обладая большим радиусом действия, позволяет проходить с одного пути более широкие траншеи, чем это может сделать механическая лопата.

3) В случае отвозки породы в вагонах, указанные два преимущества сокращают число передвижек путей и совершенно уничтожают необходимость по мере углубления траншеи опускать пути на более низкие горизонты. Это значительно упрощает и удешевляет проходку траншеи.

4) Благодаря большому радиусу разгрузки при работе со свалкой породы на борта траншеи, драглайн позволяет складывать породу довольно далеко от бортов траншеи, что обеспечивает большую устойчивость откосов.

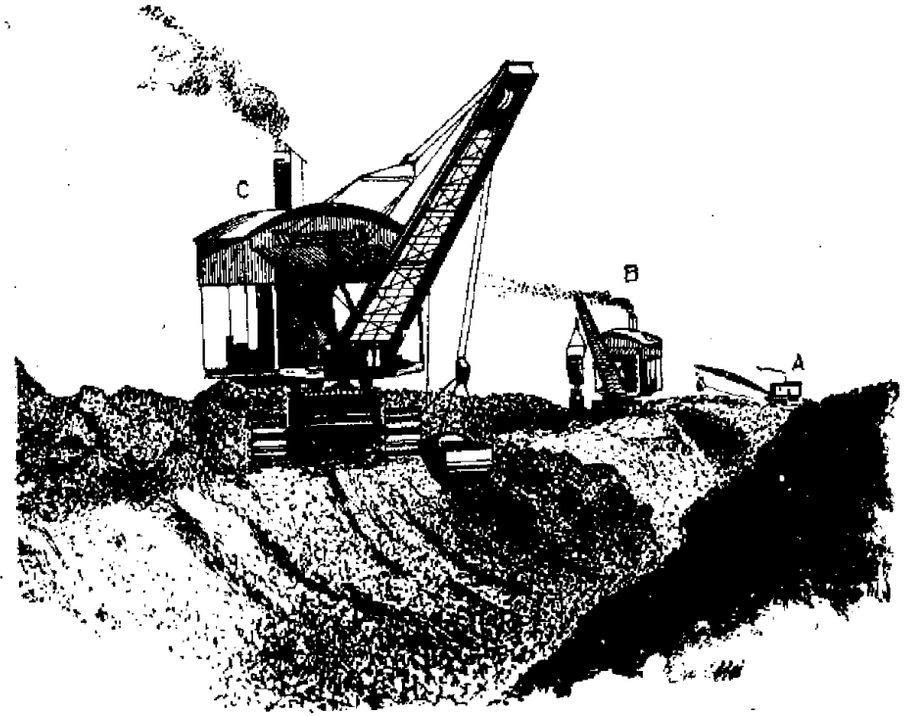


Рис. 120.

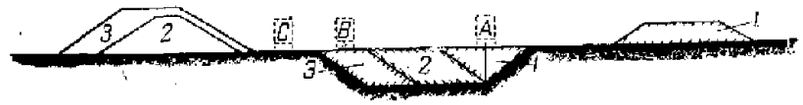


Рис. 121.

5) Драглайн может придать бортам требуемый угол откоса, поэтому борта почти не требуют отделки.

6) Грунтовые воды в случае затруднений в отводе их не мешают работе драглайна, если грунтовые воды не создают угрозы обрушения бортов траншеи. Это в некоторых случаях значительно упрощает организацию работ в начальный период проходки глубокой дренажной траншеи.

7) Одновременное применение для проходки траншеи нескольких экскаваторов ускоряет проходку.

На рис. 120 изображена фотография работы трех драглайнов при проходке канала в Судане.

Схема этой проходки изображена на рис. 121. Драглайн *A*, стоя на месте и пятясь назад, делает заходку, обозначенную римской цифрой *I*, и сваливает породу на борт траншеи в отвал, обозначенный арабской цифрой *1*.

На некотором расстоянии от драглайна *A* следует драглайн *B*, который идет по левому борту первой заходки. Этот экскаватор производит вторую заходку *II*, расширяя этим заходку *I*, и сваливает породу в отвал 2. Третий драглайн *C* идет по левому борту проектируемой траншеи несколько левее драглайна *B* и вынимает заходку *III*, сваливая породу в отвал *3*, увеличивая этим отвал *2*. Таким образом все три драглайна проходят траншею сразу на всю ее ширину.

По такой же схеме может быть организована проходка траншеи одним драглайном. В этом случае все три заходки драглайн делает последовательно после окончания каждой предыдущей заходки на всю длину траншеи. Само собой разумеется, что в случае надобности вынутая драглайном порода может грузиться не в отвал на борту траншеи, а в подаваемые по откаточным путям вагоны через передвижные бункеры.

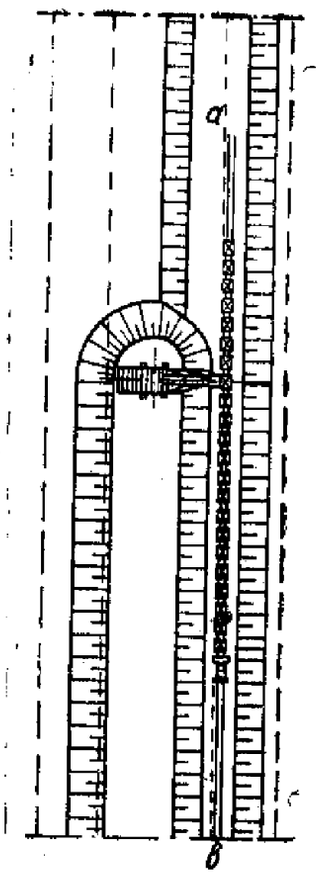


Рис. 122.

50. ОРГАНИЗАЦИЯ РЕЛЬСОВОГО ТРАНСПОРТА ПРИ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕИ

Для успешной и бесперебойной работы экскаватора необходимо обратить особое внимание на организацию беспрерывной уборки из-под экскаватора погруженных вагонов и подачи вместо них порожних вагонов.

Это обеспечивается двумя факторами:

1) наличием на руднике достаточного количества вагонов и локомотивов и

2) правильным расположением путей, обеспечивающим удобство маневрирования подвижным составом на месте погрузки (около экскаватора) и на свалке (на отвалах).

Первый вопрос мы разберем в главе XI „Откатка", здесь же остановимся на рассмотрении второго вопроса и именно на расположении путей около экскаватора.

Приведем несколько характерных схем, которые, конечно, отнюдь не исчерпывают вопроса, но могут служить примерами для его освещения.

Случай, когда экскаватор работает с отгрузкой в вагоны, находящиеся на борту проходимой траншеи. В описанной выше схеме проходки широкой траншеи механической лопатой этот случай имеет место при проходке первой, второй, шестой и седьмой заходок.

Вдоль проходимой траншеи укладывается одноколейный путь *ab* (рис. 122), по которому подаются поезда к месту работы экскаватора. Подошедший к экскаватору порожний состав устанавливают таким образом, чтобы против экскаватора пришелся первый от локомотива вагон, который и нагружается. Затем локомотивом или при помощи вспомогательного оборудования (см. глава XII, § 115) поезд передвигают на один вагон так, чтобы против экскаватора приходился второй вагон поезда, после чего производят погрузку второго вагона. После этого поезд снова передвигают на один вагон вперед и нагружают третий вагон, затем четвертый и т. д. до тех пор, пока не будет нагружен весь поезд, который после этого уходит к месту разгрузки. На рис. 122 показан момент нагрузки пятнадцатого вагона. После ухода нагруженного поезда под нагрузку подают новый порожний состав, который нагружают совершенно таким же образом, как и предыдущий. В промежуток времени между уходом нагруженного состава и приходом порожнего экскаватор бездействует, а потому чрезвычайно важно, чтобы эти промежутки времени были как можно менее продолжительны, иначе коэфициент полезного действия экскаватора сильно понизится, а работа будет обходиться дорого. Чтобы избежать длительных простоев, где-нибудь недалеко от места работ экскаватора должен находиться разъезд, на котором происходила бы разминовка поездов с груженым и порожним составами. Однако при такой схеме все же неизбежны простои за время пробега груженого поезда до разъезда и пробега поезда с порожним составом от разъезда до места работ экскаватора. В тех случаях, когда позволяет место, чтобы свести простои экскаватора до минимума, разминовка устраивается против места работы экскаватора (рис. 123). При таком расположении путей порожний состав, пришедший к концу погрузки первого состава, может обойти его и стать сзади него. Когда погруженный первый состав уходит, сейчас же на его место протягивается порожний. Для избежания маневров локомотива состав поезда конструируется так, чтобы локомотив всегда находился во главе груженого поезда, порожний же состав может подаваться задним ходом. Разъезд должен быть достаточно длинным не только для помещения всего состава поезда, но и для обеспечения работы экскаватора без переноса разъезда в течение нескольких передвижек. После же ухода экскаваторных работ вперед разъезд необходимо переносить. Для уменьшения числа переносов разъезда возможна комбинация двух описанных схем расположения путей. Эта комбинация заключается в том, что сначала экскаватор работает при схеме, изображенной на рис. 123; затем, когда работы продвинуты настолько, что уйдут из района разъезда, разъезд не переносится, а работа некоторое время продолжается при схеме, изображенной на рис. 122. Переноска разъезда производится только тогда, когда работы

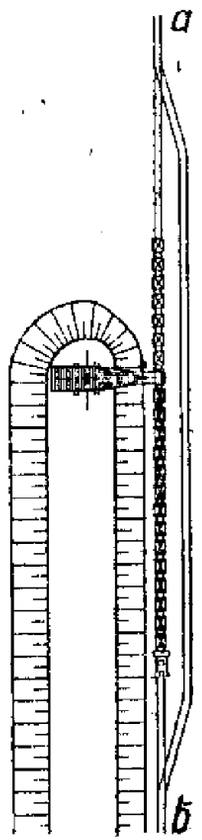
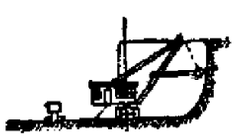
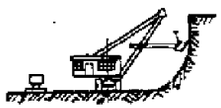


Рис. 123.

значительно удалятся от него, а в связи с этим значительно увеличатся простои экскаватора.

Случай, когда экскаватор работает с отгрузкой в вагоны, находящиеся на одном уровне с его путями. Этот случай в описанной выше схеме проходки механической лопатой широкой траншеи имеет место при всех заходках, кроме 1, 2, 6 и 7-й.





Обычные схемы расположения путей для этого случая изображены на рис. 124 и 125. Первый из этих рисунков показывает положение путей при разработке экскаватором забоя, находящегося впереди его, а второй дает

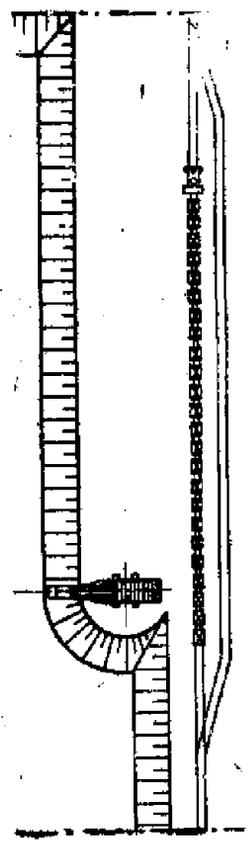


Рис. 124.

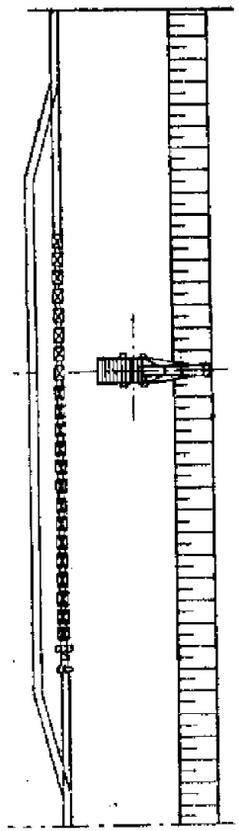


Рис. 125.

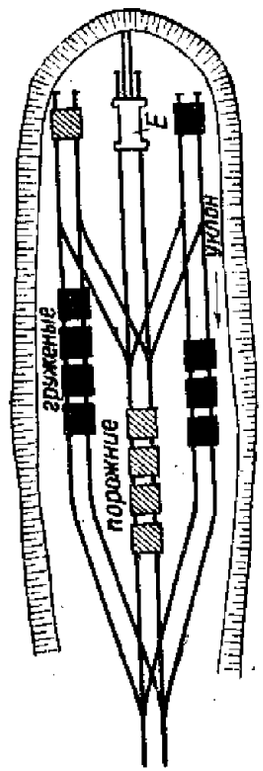


Рис. 126.

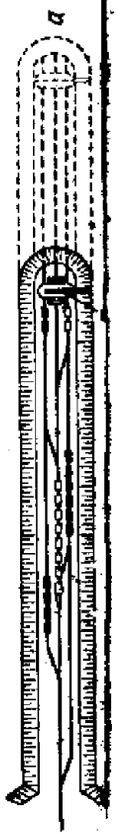


Рис. 127.

представление о положении путей при разработке экскаватором забоя, находящегося сбоку его. Приведенные схемы аналогичны схеме, изображенной на рис. 123, а потому останавливаться на описании их мы не будем.

Случай проходки экскаватором узкой траншеи на полный ее профиль, когда отгрузка производится в вагоны, находящиеся сзади экскаватора на одном уровне с его путями. На рис. 126 и 127 изображены две схемы, которые

могут быть применены при проходке широких траншей экскаватором с большим радиусом копания. Эти схемы характеризуются наличием около экскаватора трех путей.

На схеме, изображенной на рис. 126, подвижной состав подается хвостом вперед по среднему пути, затем вагоны по одному или по два вручную или лебедками перекатываются попеременно на правый или левый путь, ближе к экскаватору.

После погрузки вагоны убираются на боковые пути, где и составляются в поезда, которые затем вывозятся из траншеи. Экскаватор *Е* грузит попеременно вагоны, стоящие на правом и левом путях (например, сначала на правом пути, а затем по окончании погрузки вагона начинает грузить вагон на левом пути).

На схеме, изображенной на рис. 127, все три пути имеют значительное протяжение. Средний путь также предназначен для порожнего состава, а боковые служат для установки вагонов под погрузку около экскаватора. Соединение путей стрелками обеспечивает более удобное сообщение между отдельными путями, чем в схеме на рис. 126.

Прицепка и отцепка вагонов производятся следующим образом. Стоящий на среднем пути порожний поезд передвигается при помощи локомотива на правый путь через ближайшую к экскаватору стрелку, причем около экскаватора отцепляются два последних вагона. После этого укороченный состав возвращается на средний путь. Погруженные вагоны отводятся людьми или лебедками на боковой путь и оставляются на нем. Тем временем порожний состав локомотивом подается на левый путь, где с ним производятся те же операции.

Таким образом подача вагонов производится локомотивом попеременно то на правый, то на левый путь и экскаватор, также попеременно, наполняет вагоны то с одной, то с другой стороны.

При этих условиях производительность экскаватора используется в полной мере, так как если нет вагонов с одной стороны, то они имеются с другой и экскаватор работает беспрерывно.

Длина поезда при этой схеме не должна быть значительной. Требование это обусловливается тем обстоятельством, что при значительной длине поезда расстояния между стрелками должны быть пропорционально увеличены, а тем самым увеличиваются длины пробегов порожнего поезда при подаче им вагонов под погрузку. В этом случае легко могло бы получиться, что подача и уборка вагонов с одной стороны экскаватора занимала бы больше времени, чем погрузка уже поданных вагонов с другой стороны, а тогда неизбежно происходили бы постоянные перерывы в работе экскаватора, что понизило бы его производительность.

Когда все вагоны одного поезда погружены, то по среднему пути подается новый состав, а груженые вагоны локомотивом собираются в поезд и вывозятся из траншеи.

При узких траншеях или при подаче в широкую траншею большегрузных вагонов вышеописанные схемы становятся невозможными из-за отсутствия места в траншее, и тогда переходят к иным схемам, в которых в забое имеется только два пути. Такие схемы изображены на рис. 128, 129 и 130.

При схемах, указанных на рис. 128 и 129, порожний состав устанавливается на левом пути, а груженый на правом. Локомотив, обслуживающий порожний состав, подает по два вагона к экскаватору то справа, то слева; погруженные же вагоны откатываются другим паровозом на правый

путь, где и составляется груженый поезд, который затем вывозится из траншеи. Формирование поездов может производиться попеременно, то на правом, то на левом пути. В этих схемах есть серьезные недостатки, которых нет в схемах с тремя путями. Первый недостаток заключается в том, что вследствие перекрещивания путей во время подачи к экскаватору порожних вагонов нельзя производить уборку груженых, отчего всегда возможны задержки в работе. Вторым недостатком является то обстоятельство,

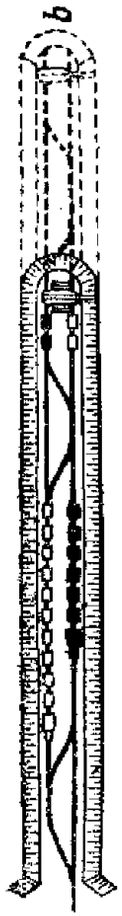


Рис. 128.

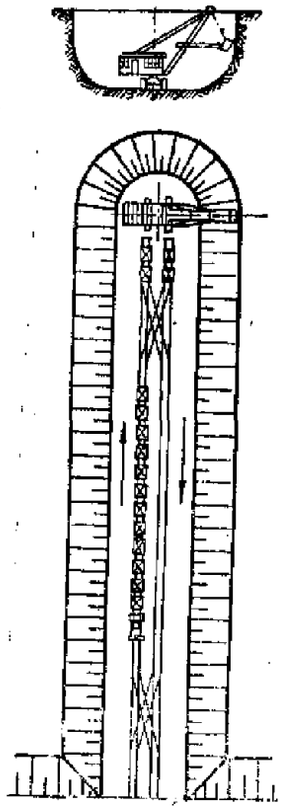


Рис. 129.

Рис. 130.

что в случае схода вагонов с рельсов или вообще загромождения или порчи одного из путей перерыв в работе экскаватора неизбежен.

Схема, изображенная на рис. 130, может быть применена при проходке траншей в тяжелых грунтах, когда нельзя ожидать от экскаватора большой производительности. Пропускная способность этой схемы значительно меньше описанных выше схем, но зато она значительно легче по выполнению, а также облегчает содержание путей в исправности благодаря меньшему количеству стрелок.

3. ЭКСКАВАТОРНЫЕ ПУТИ ПРИ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕИ

При применении для работ механических лопат на железнодорожном ходу необходимо иметь путь для движения самого экскаватора.

Когда производится разработка траншеи сразу до полного ее профиля (случай 3) и применяются схемы откаточных путей, изображенные на рис. 126 и 127, в качестве экскаваторного пути, если подходит ширина колеи, может быть использован средний путь. При схемах же, изображенных на рис. 128, 129 и 130, для экскаватора необходимо настилать путь или между путями, или, если позволяет радиус копания экскаватора и ширина колеи, использовать экскаваторный путь как один из откаточных путей.

Когда проходка траншей производится с отгрузкой породы в вагоны, находящиеся на одном уровне с путями экскаватора (случай 2), и применяются откаточные схемы, изображенные на рис. 124 и 125, то для экскаватора приходится прокладывать отдельный путь. При этом экскаватор доставляется к месту работ по откаточному пути. Начиная же от того места, где должна начаться работа экскаватора, от откаточного пути при помощи стрелки ответвляется боковой путь, на который и переводится экскаватор (рис. 131). Затем стрелку разбирают, экскаваторный же путь по мере хода работ постепенно наращивают для продвижения экскаватора вперед. Если в дальнейшем экскаваторный путь не потребуется, то его по мере ухода экскаватора вперед разбирают сзади экскаватора. Если же экскаваторный путь при проходке широкой траншеи в дальнейшем может быть использован как откаточный, то его не разбирают, а оставляют лежать, вследствие чего, когда заходка будет пройдена насквозь, второй путь будет уложен по всей длине выемки. Поезда для отвозки породы все время, пока экскаватор работает на втором пути, подаются по первому откаточному пути. Когда заходка будет пройдена насквозь, первый откаточный путь разбирают, а экскаваторный путь обращают в откаточный. Затем экскаватор подают по этому пути назад к началу выемки для работы по третьему пути, который ответвляется стрелкой от второго пути. Третий путь удлиняется по мере подвигания вперед экскаватора и за экскаватором не разбирается. Отвозка породы в это время производится по второму пути. Когда экскаватор пройдет всю заходку по третьему пути, этот последний обращается в откаточный, второй же путь разбирается, экскаватор возвращается к устью траншеи и снова пускается на работу по укладываемому четвертому пути, который опять удлиняется по мере хода работ. Откатка же при этом производится по третьему пути, обращенному в откаточный путь, и т. д. до тех пор, пока траншея не будет разработана до требуемых глубины и ширины.

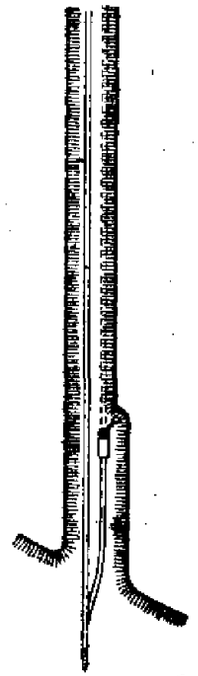


Рис. 131. Схема

Придерживаясь такого принципа работ в рассмотренной нами схеме проходки широкой траншеи (рис. 118), следует так спланировать работу, чтобы путь *B* был экскаваторным путем при работе с погрузкой на путь *A* и мог быть откаточным путем, когда экскаватор пойдет по пути *C*. Экскаваторный путь *C* должен превратиться в откаточный, когда экскаватор пойдет по пути *D*, и т. д.

656 608

При такой организации сводятся до минимума все работы, связанные с настилкой и перекладкой путей, что дает экономию в работе. Само собой разумеется, что при описанной организации ширина колеи экскаваторного пути должна равняться ширине колеи откаточного пути.

§ 52. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ТРАНШЕИ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЛОПАТОЙ

Мы видели, что при проходке первоначальных траншей, чтобы достигнуть требуемой глубины, механической лопате приходится постепенно опускаться вниз и иногда грузить добытую породу в вагоны, находящиеся на борту проходимой траншеи. Поэтому интересно знать, до какой же глубины имеющийся в карьере экскаватор может производить отгрузку на борт и как велико должно быть расстояние между осями экскаваторного и откаточного путей.

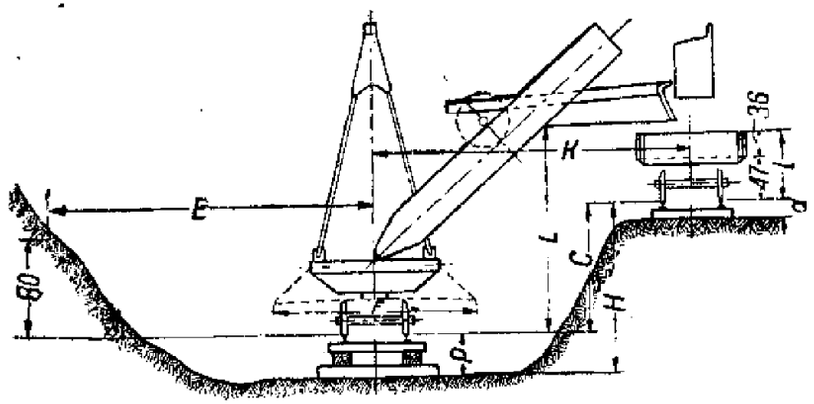


Рис. 132.

Определение максимальной глубины траншеи при отгрузке в вагончики, находящиеся на борту (рис. 132).

Обозначим: *м*

высоту борта вагона над головкой рельса откаточного пути буквою . . . . . *l*
максимальную высоту разгрузки экскаватора . . . . . *L*
радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки . . . . *K*
глубину копания ниже уровня головки рельсов по которым идет экскаватор . . . . . *P*
превышение головки рельсов откаточного пути над головкой рельсов экскаваторного пути . . . . . *C*
превышение головки рельсов откаточного пути над уровнем земли . . . . . *a*
полную высоту забоя . . . . . *H*
максимальный радиус копания экскаватора . . . . . *E*

Принимая эти обозначения, найдем следующую зависимость между приведенными величинами.

Максимальная высота разгрузки

$$L = C + l, \qquad (50)$$

максимальное превышение головки рельсов откаточного пути над головкой рельсов экскаваторного пути

$$C = L - l. \qquad (51)$$

Максимальная полная высота забоя

$$H = P + L - l - a \qquad (52)$$

или

$$H = P + C - a. \qquad (53)$$

В этих формулах величины P, L обычно даются в каталогах экскаваторов, величина l определяется конструкцией применяющегося вагона и может быть также взята из каталога; величина a определяется конструкцией пути. Пользуясь приведенными формулами, можно определить, до какой глубины может опуститься имеющийся на карьере экскаватор, или по каталогам подобрать экскаватор, который мог бы пройти траншею требуемой глубины.

Наибольшее расстояние между осями откаточного и экскаваторного путей не может превышать радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки K, так как в случае превышения этого размера порода при открывании днища ковша не будет попадать в вагон.

Наибольшая ширина проходимой траншеи при одной заходке на уровне поверхности земли

$$b = E + K - g, \qquad (54)$$

где g — расстояние от оси откаточного пути до откоса траншеи. Эта величина зависит от габарита применяемого для откатки вагона; так при вагоне с малой емкостью она будет меньше, а при вагоне с большой емкостью она будет больше.

Задача. Требуется определить, до какой глубины может опуститься экскаватор фирмы Менк, модель IV, при угле наклона стрелы 45°, если откатка производится по борту траншеи в вагонетках общей высотой $l = 1{,}3$ *м*, а превышение головки рельсов откаточного пути над уровнем земли $a = 0{,}3$ *м*.

Решение. По каталогу находим, что максимальная высота разгрузки при угле наклона стрелы в 45° $L = 5{,}2$ *м*. Тогда максимальное превышение головки рельсов откаточного пути над уровнем экскаваторного пути по формуле (51) будет

$$C = 5{,}2 - 1{,}3 = 3{,}9 \text{ м},$$

а высота забоя

$$H = C - a = 3{,}9 - 0{,}3 = 3{,}6 \text{ м}.$$

§ 53. ПРОДОЛЬНАЯ ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ МНОГОЧЕРПАКОВЫМ ЭКСКАВАТОРОМ

Для проходки траншей многочерпаковым экскаватором применяется экскаватор с нижним черпанием (тифбаггер). Схема проходки таким экскаватором изображена на рис. 133. По этой схеме экскаватор идет по поверхности земли по пути A и вытянутым горизонтально хоботом начинает вынимать породу. Делая несколько проходов вперед и назад при постепенном опускании хобота, экскаватор с пути A вынимает площадь траншеи, обозначенную цифрой *1*. Вынутая порода или грузится в вагонетки, которые подаются по

откаточному пути (на рисунке не обозначен), проложенному рядом с экска-
ваторным путем, или же сваливается на борт траншеи при помощи транспор-
тера (рис. 134). В последнем случае расстояние начала отвала породы д
оси первого экскаваторного пути должно быть достаточно велико, чтоб
не помешать экскаватору пройти траншею на всю ее проектную ширину
На рис. 134 порода с площади, обозначенной римской цифрой *I*, свален
в отвал, помеченный арабской цифрой *1*.

Когда будет сделана первая выемка на требуемую глубину или н
глубину, которая возможна при данной длине хобота экскаватора, пут
экскаватора передвигается на место, обозначенное буквой *B* (рис. 133)
После этого экскаватор, двигаясь вперед и назад, вынимает площадь *II*
При свалке на борт порода транспортером сбрасывается в отвал *2* (рис. 134)

Работа таким образом производится до тех пор, пока не будет пройден
траншея проектной ширины.

На рис. 134 первое положение экскаватора изображено пунктиром
а последнее (десятое) — сплошными линиями.

В зависимости от того, применяется ли экскаватор со свободной или
натянутой цепью (см. курс „Горные выработки и горные работы", часть II)

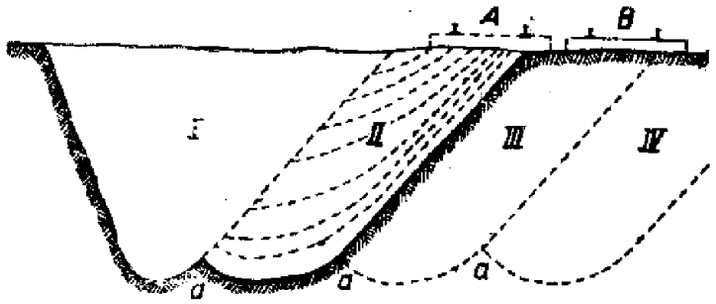


Рис. 133.

очертание откоса получается или по кривой или по прямой линии. В первом
случае крутизна откоса в верхней его части получается большая.

В виду того что многоковшевым экскаватором можно регулировать
угол откоса бортов траншеи, ее сразу можно проходить *в чистоте*. Ручная
отделка требуется только для того борта, от которого начинается проходка
(на рисунках левый). Для того чтобы экскаватор сразу мог выравнивать
подошву траншеи и чтобы на подошве не образовывались при передвижке
снаряда выступы *a* (рис. 133), необходимо на конце черпачной рамы иметь
планирующее колено b (рис. 134), которым экскаватор и должен произво-
дить надлежащую зачистку подошвы траншеи.

При проходке траншеи многочерпаковым экскаватором с отвозкой
породы в вагонах успешность работы также зависит от правильной орга-
низации непрерывной подачи вагонов под нагрузку и своевременной от-
возки из-под экскаватора нагруженного состава.

На рис. 135 и 136 изображены схемы расположения путей в случае
применения непортального экскаватора. Рис. 135 дает представление
об устройстве путей около экскаватора при откатке по одной колее,
а рис. 136 — при откатке по двухколейному пути.

Подача поездов под нагрузку производится по пути *A* через стрелки
B и *C*. Путь *D* является объездным. Если локомотивы свободно проходят

разгрузочным совком экскаватора, подача поездов, во избежание
лишнего пробега, производится по пути *A*. При невозможности же такого
подхода для локомотива поезд под погрузку приходится подавать с хвоста,
а тогда для перемены головы поезда приходится пользоваться тупиком *F*.

Из описания способа производства работ при продольной проходке
вполне ясно, что фронт работ может
быть развернут весьма широко и при значитель-
ной длине траншеи ее разработку можно произ-
водить одновременно с двух сторон, а также
в разных местах, нисколько не нарушая общего
порядка работ. Однако в этом случае необхо-
димо устраивать соответствующее мировое обо-
рудование рельсовыми путями и обеспечить ра-
боты достаточным количеством подвижного
состава, чтобы избежать задержек в движении
поездов и в самом ходе работ по проходке.

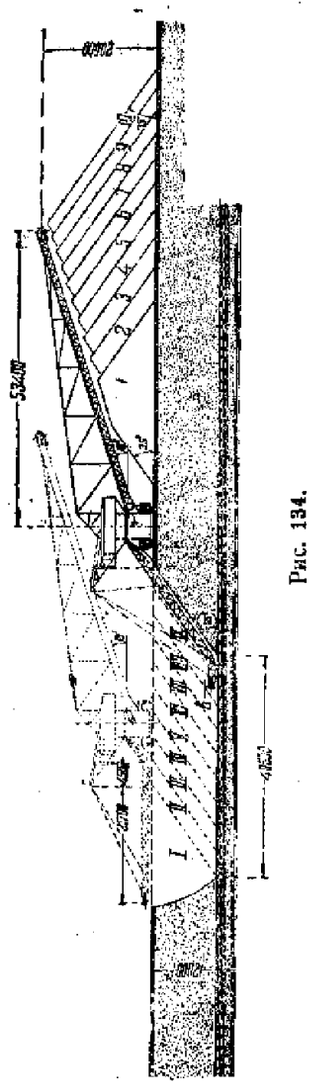


Рис. 134.

§ 54. ПОПЕРЕЧНАЯ ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ

Сущность этого способа заключается в том, что при нем проходка делается небольшими участками сразу на всю проектную ширину и глубину траншеи; подвигание забоев происходит вдоль оси выемки. Применение этого способа возможно как при ручной, так и при экскаваторной работе. Однако организация работ в обоих случаях несколько различна.

Для ускорения проходки траншеи производство работ можно организовать встречными забоями с нескольких мест, напр. с двух концов траншеи и из середины ее. *Однако при этом необходимо принять меры к обеспечению водоотлива из тех мест, откуда вода не может быть отведена самотеком по канавам*, напр. из работ в середине траншеи. Для удовлетворения этого условия приходится обычно прибегать к искусственному водоотливу (насосами). Кроме того, выдача добытой породы на поверхность из среднего участка должна производиться по уклонам, что затрудняет откатку. Все сказанное сильно усложняет организацию работ.

Поперечная проходка траншей особенно удобна, когда работы можно начать с крутого склона оврага (рис. 137).

§ 55. ПОПЕРЕЧНАЯ ПРОХОДКА ВРУЧНУЮ ПРИ ТАЧЕЧНОЙ И КОННОЙ ОТВОЗКЕ ПОРОДЫ

При производстве проходки вручную и при тачечной или конной откатке породы организацию работ можно изобразить схемами, представленными на рис. 137 и 138. Перспективный вид работ изображен на рис. 139. Проходка при этом делается уступами на всю проектную ширину траншеи.

Удаление отбитой породы с уступов может производиться или перелопачиванием ее с уступа на уступ до подошвы последнего, нижнего уступа, или отвозкой на сторону в отвалы *A* (рис. 139) непосредственно с каждого уступа.

В первом случае уступы не должны быть слишком широки, так как *значительная ширина уступа сильно осложняет работу по перелопачиванию и требует значительного увеличения рабочей силы.*

При тачечной и конной откатке ширина уступа должна быть больше. По правилам безопасности ведения горных работ, § 142:

ширина уступов должна быть не менее 2 *м* при работах, производимых без применения конной тяги, и не менее 3 *м* в случае ее применения.

Это требование объясняется тем, что такая ширина является достаточной для того, чтобы на площадке безопасно могли работать люди и лошади, а также чтобы задержать от падения на нижележащий уступ куски породы с забоя вышележащего уступа и из откаточных сосудов.

Во втором случае для устройства дороги на уровне каждого уступа вдоль траншеи оставляются бермы, которые в удобном месте соединяются съездами *a* (рис. 140). От места соединения съездов для облегчения тачкам и подводам выхода из выемки устраиваются особые выезды. При большем подъеме приходится менять направление выездов и в местах поворота устраивать площадки длиною не менее 2 *м*. В результате получается путь зигзагообразно поднимающийся кверху.

§ 56. ПОПЕРЕЧНАЯ ПРОХОДКА ТРАНШЕЙ ЭКСКАВАТОРОМ ПРИ ОТВОЗКЕ В ВАГОНЕТКАХ

Поперечная проходка траншеи механической лопатой заключается в том, что вдоль траншеи сразу на всю глубину ее и на длину состава поезда проходится первая заходка *A* (рис. 110). На подошве заходки, а следовательно и будущей траншеи укладываются откаточные пути. Затем откос заходки вырабатывается во всю высоту траншеи, и благодаря этому ширина заходки постепенно увеличивается и наконец достигает проектных размеров. По мере разработки откоса откаточные пути передвигаются вбок (на чертеже—по направлению стрелки).

По окончании расширения первого участка начинают разрабатывать второй участок, причем сначала опять проходят вперед на длину поезда заходку *A*, а затем расширяют ее. Таким образом работа продолжается до тех пор, пока траншея не будет пройдена на всю ее проектную длину.

Сравнительно с продольной проходкой слоями преимущество поперечной проходки заключается в меньшем числе передвижек и опусканий откаточных путей, вследствие разработки траншеи сразу на всю ее проектную глубину.

Во все время работ по проходке глубокой узкой траншеи погрузка добытой породы в вагонетки производится на тупике по одной из схем, изображенных на рис. 126, 127, 128, 129 и 130.

Рис. 135.

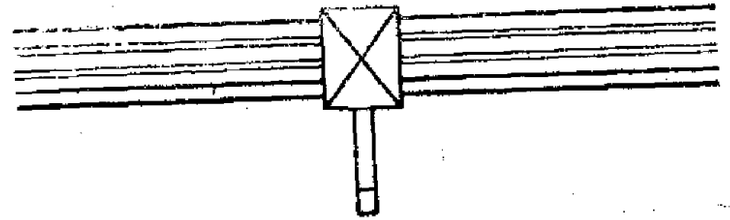


Рис. 136.

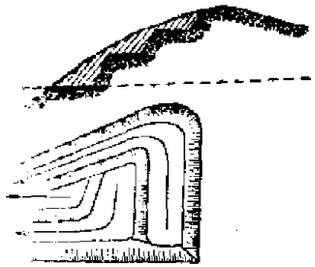


Рис. 137.

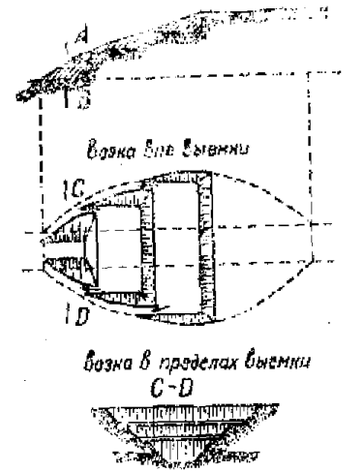


Рис. 138.

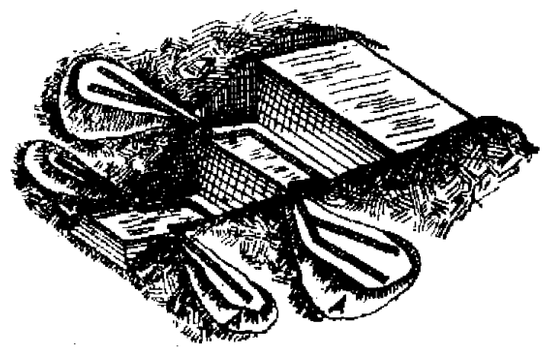


Рис. 139.

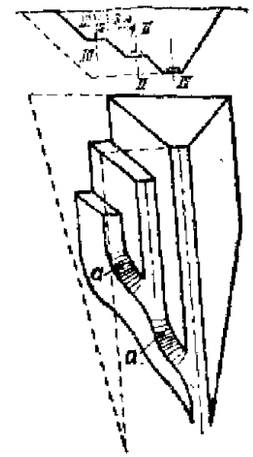


Рис. 140.

Схема поперечной проходки траншей драглайным изображена на рис. 141. Как видно из рисунка два дрэглайна стоят на противоположных откосах траншеи и разрабатывают ее сразу на всю ширину. При этом для того, чтобы снаряды не мешали друг другу работать, работы организуются таким образом, что один из дрэглайнов несколько опережает другой.

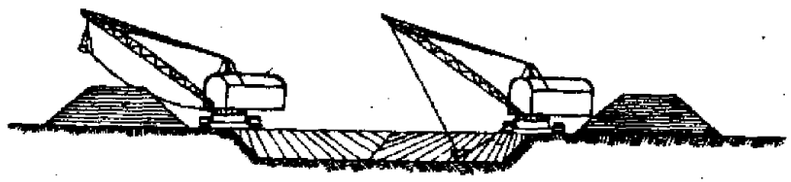


Рис. 141.

В виду того что при поперечной проходке приходится иметь дело с высоким забоем, необходимо все время наблюдать за состоянием откоса, чтобы своевременно заметить намечающиеся обвалы и иметь возможность принятием соответствующих мер обезопасить работы.

§ 57. ШТОЛЬНЕВОЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

Штольневой способ проходки траншей иначе называется *английским способом*. Этот способ получил значительное распространение в Англии и Америке при проходке глубоких выемок для прокладки железнодорожных линий. Сущность способа аналогична описанной в I части настоящего курса

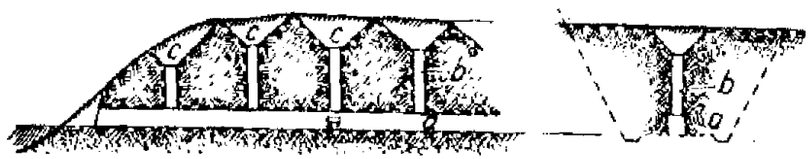


Рис. 142.

системе Глори-Хооль и заключается в том, что по оси запроектированной траншеи, на уровне ее проектной подошвы, проходится штольна *a* (рис. 142), в которой и укладывается откаточный путь. С дневной поверхности на штольну, через известное расстояние, опускается ряд шурфов *b*. Затем шурфы, начиная с дневной поверхности, расширяют в воронки *c*, как при системе Глори-Хооль. В результате разработки воронок вскрывается штольна, а после расширения боков ее образуется траншея.

На рис. 142, фиг. 2, поперечное сечение траншеи показано пунктиром.

Способ этот имеет большие технические преимущества, заключающиеся главным образом в следующем:

1) Работы по проходке траншеи могут одновременно производиться на большом протяжении.

2) Уложенный в штольне откаточный путь остается на одном месте во время проходки всей траншеи.

3) Отвод воды осуществляется весьма просто при помощи канавы, пройденной в подошве штольни вдоль откаточного пути.

4) Атмосферные осадки весьма мало влияют на состояние откаточного пути.

5) Отбиваемую породу нет надобности грузить, так как она самотеком идет в вагонетки через шурфы.

6) Откаточный путь совершенно не стесняет фронта работ.

Однако эта система имеет все недостатки, присущие системе Глори-Хооль. *Значительная стоимость подготовительных подземных работ: проходка штольны и шурфов, делает применение английского способа выгодным только при значительной глубине и значительной кубатуре работ.* В железнодорожном деле считают, что применение этого способа работ оправдывается экономически: в мягких породах начиная с глубины траншеи в 8—10 *м*, а в твердых—от 11—12 *м* и выше.

Расстояние шурфов друг от друга определяется, исходя из тех же соображений, что и при системе Глори-Хооль, т. е. чтобы разрабатываемая порода могла сама скатываться по откосам в шурфы и чтобы стоимость работ по перелопачиванию породы при разработке целиков, остающихся между шурфами, не превышала стоимости проходки добавочных выработок. Методы производства самих работ и устройство оборудования те же, что и при системе Глори-Хооль, описанной в I части настоящего курса, потому здесь мы на этих деталях останавливаться не будем, а учащимся рекомендуем восстановить в памяти систему Глори-Хооль путем повторения § 46.

§ 58. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие методы проходки траншей изложены в настоящем курсе?
2. В чем заключается метод продольной проходки траншей?
3. В чем заключается метод поперечной проходки траншей?
4. В чем заключается „английский метод проходки траншей"?
5. Опишите организацию продольной проходки траншей вручную с вывозкой породы поездами по рельсовым путям.
6. Опишите организацию продольной проходки глубокой и широкой траншеи механической лопатой с вывозкой породы поездами.
7. Начертите известные вам схемы расположения откаточных путей при продольной проходке траншей механической лопатой.
8. Опишите организацию продольной проходки траншеи многоковшевым экскаватором.
9. Начертите известные вам схемы расположения откаточных путей при продольной проходке траншей многоковшевым экскаватором.
10. Опишите организацию работ поперечной проходки траншеи вручную при ручной и конной отвозке породы.
11. Опишите организацию поперечной проходки траншей экскаватором при отвозке в вагонетках.
12. Опишите английский метод проходки траншей.
13. Какие недостатки имеет английский метод проходки траншей?
14. В каких случаях выгодно применять английский метод проходки траншей?
15. Опишите организацию работ по проходке траншеи одновременно тремя драглайнами.
16. Какие преимущества имеет дрэглайн перед механической лопатой при проходке траншей?

§ 59. ЗАДАЧА

Требуется определить, до какой глубины может опуститься при проходке траншеи механическая лопата фирмы Менк и Гамброк, модель VI, при угле наклона стрелы в 45°, если откатка производится в вагонетках, высотою 1,5 *м*, толщина шпал откаточного пути, уложенного по дневной поверхности—400 *мм*, а высота рельсов откаточного пути 92 *мм*. По каталогу максимальный радиус разгрузки равен 7,6 *м*.

Ответ: 5,7 *м*.

ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

1) Зарисуйте схему расстановки экскаваторов при проходке траншей на карьере, на котором вы работаете, определите высоту и ширину разрабатываемой экскаваторами заходки.

2) Зарисуйте схему расположения откаточных путей и опишите организацию откатки.

3) На основании сделанных наблюдений установите ненормальности в организации работ и сделайте вывод о мерах устранения их.

4) Запишите техническую характеристику применяющихся на вашем карьере экскаваторов, локомотивов и вагонов.

ГЛАВА ВОСЬМАЯ

СНЯТИЕ НАНОСОВ (ВСКРЫША)

§ 60. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Работы по снятию наносов, или, как говорят, *вскрышные работы*, по объему перемещаемых масс породы составляют одну из самых значительных статей рудничного хозяйства. Чтобы представить себе значение этой статьи, достаточно вспомнить цифры, приведенные на стр. 12 в I части настоящего курса, из которых видно, что на один $м^3$ полезного ископаемого приходится снимать до 6 — 8, а иногда и больше $м^3$ пустых пород.

Поэтому

при производстве открытых разработок необходимо обратить самое серьезное внимание на организацию работ по вскрыше.

Все работы по снятию наносов состоят из следующих отдельных производственных процессов:

1. Отбойка породы.
2. Откатка породы до отвалов.
3. Работа на отвалах.

Для того чтобы получить наибольшую производительность при наименьшей стоимости вскрышных работ и чтобы вскрышные работы не могли задержать нормального хода работ по добыче полезного ископаемого, необходимо:

1. Организовать вскрышные работы так, чтобы каждый из трех указанных процессов был точно согласован один с другим.

2. Вскрышные работы по времени должны опережать очистные работы (добычу полезного ископаемого) на определенный отрезок времени. Чем больше этот отрезок времени, тем больше гарантий в том, что случайные задержки во вскрышных работах не смогут затормозить хода очистных работ. Однако очень большое опережение тоже не желательно, так как удлиняет подготовительный период и омертвляет капитал. В самом деле, деньги, затраченные на создание опережения вскрышных работ, будут значительный промежуток времени лежать без употребления, в то время как они могли быть брошены на развитие другого предприятия. В Германии опережение обычно достигает срока 4 — 6 месяцев.

Для выполнения обоих требований необходимо, чтобы:

1. Подвигание вскрышного забоя было согласовано с подвиганием очистных забоев.

2. Производительность всего механического оборудования, обслуживающего вскрышные работы, была всюду одинакова.

3. Организация работ должна быть проведена так, чтобы нигде не было задержек.

В настоящей главе мы опишем [illegible] работы по отбойке пород, т. е. организацию собственно горных работ. Транспорт и отвальные работы, где только это представляется возможным, выделим в отдельные самостоятельные главы.

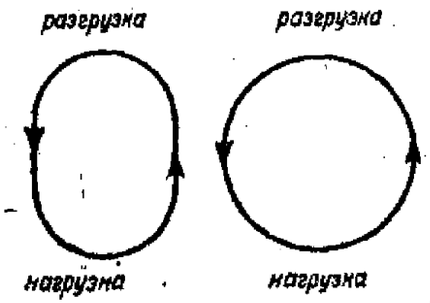
В зависимости от характеристики снимаемых пород и объема вскрышных работ, могут быть применены различные механизмы.

§ 61. ПРОИЗВОДСТВО ВСКРЫШИ СКРЕПЕРАМИ

В II части курса „Горные выработки и горные работы" описаны следующие типы скреперов: *скреперы-волокуши, скреперы на полозьях, скреперы на колесах* и *скреперы на канатах.*

В настоящем же параграфе остановимся на рассмотрении организации вскрышных работ этими скреперами.

Прежде всего следует сказать, что *скреперы первых трех типов применимы при малом объеме работы*, т. е. при разработке месторождений с небольшой мощностью рыхлых или мягких перекрывающих пород и при близком расположении оврагов и вообще пониженных мест, которые могли бы быть использованы для свалки вынутой породы. При большом объеме работ становятся более выгодными скреперы с канатом и экскаваторы.



Фиг. 1. Фиг. 2

Рис. 143.

Скреперы выполняют все три указанных в предыдущем параграфе процесса работ, т. е. отбойку породы, транспортировку ее и свалку в отвал. Правда, при разработке некоторых пород, таких, как тяжелые глины, иногда приходится производить предварительное разрыхление плугом.

Переходя к организации работ с реперов-волокуш, скреперов на полозьях и скреперов на колесах, прежде всего надлежит отметить, что *разработку следует вести одновременно несколькими скреперами, которые должны быть соединены в группы.* В каждой группе движение скреперов должно происходить гуськом по одному и тому же постепенно смещаемому замкнутому контуру, т. е. *по эллипсису* (рис. 143, фиг. *1*) или *по кругу* (рис. 143, фиг. 2).

При такой организации скреперы будут находиться в разных стадиях работы, т. е. одни будут наполняться отрываемой породой, другие будут транспортировать добытую породу к отвалу, а третьи—разгружаться на месте свалки и в то же время разравнивать отвал, четвертые, уже опорожненные—возвращаться к месту нагрузки (месту разработки).

Состав одной группы скреперов определяется в зависимости от расстояния возки, характера породы и объема работ, которые скрепера должны произвести. Практически рабочая группа составляется из 6 — 12 скреперов. Скреперы в группе должны следовать друг за другом на таком расстоянии, чтобы случайные задержки работы одного из них не могли произвести замешательства во всей группе.

При конных скреперах расстояние между кузовами скреперов не должно быть менее 10 *м*.

Остановка для отдыха лошадей при конных скреперах должна происходить каждый час по команде, причем отдельные скреперы останавливаются в различных стадиях своего рабочего оборота на том месте, где их застал сигнал.

Каждая группа скреперов должна находиться под наблюдением десятника или старшего рабочего и в случае надобности обслуживаться особым комплектом разрыхлительных снарядов (плугов).

Крайне нежелательными являются простои, вызываемые ненастной погодой. Поэтому следует иметь в виду, что непреодолимые препятствия для работы скреперов создаются только в длительные периоды осеннего ненастья, когда вообще следует прекращать открытые работы, чтобы не нести излишних расходов по оплате простоев. Что же касается летних дождей, то имеется необходимость прекращать работу скреперов только на время сильных ливней. *По прекращении же ливня сейчас же следует возобновлять работу, а не дожидаться просыхания.*

Поверхностная грязь хотя несколько затрудняет работу, но отнюдь не должна считаться препятствием к немедленному возобновлению работ, так как затруднения могут встретиться только при производстве нескольких проходов скреперов, необходимых для снятия слоя грязи и прокладывания дорожки к месту свалки, после чего работа может вестись почти нормально.

За последнее время за границей на вскрышных работах начали получать большое распространение *канатные скреперы.* Вкратце работа таких скреперов была описана во II части курса „Горные выработки и горные работы", стр. 8 — 10. Теперь же рассмотрим работу их более подробно, приведя несколько примеров из заграничной практики, где канатный скрепер в горных работах применяется главным образом для разработки песчаных и гравиевых пород.

Канатный скрепер обладает следующими достоинствами:

1. Хорошо работает при разработке песчаных, гравиевых и глинистых пород на месторождении *любой формы*, причем особенно хорошо работает по снятию пород с холма или высокого уступа.

2. Канатный скрепер не только добывает, но и транспортирует оторванную породу на значительные расстояния дешевле, чем какой-либо другой тип машины в аналогичных условиях.

3. Для канатного скрепера не опасны обрушения породы с бортов карьера, а наоборот, обрушение породы способствует увеличению его производительности благодаря тому, что при обрушении облегчается работа по отделению породы от остальной массы, и увеличивает коэфициент наполнения скрепера.

Эта черта канатного скрепера дает ему особое преимущество перед другими машинами, для которых всякое обрушение забоя является опасным.

4. Большая гибкость в работе.

Работа скрепером может быть организована:

1) с доставкой добытой им породы к месту погрузки ее в *откаточные сосуды* и

2) с доставкой добытой им породы непосредственно *в отвал:* в овраг, в отвал на поверхности или в выработанном пространстве.

Для удовлетворительного выполнения работы конструкция самого скрепера должна удовлетворять следующим требованиям:

1) Должна обеспечивать наибольшее врезание в породу при наименьшем весе скрепера.

2) Форма скрепера должна быть такова, чтобы корпус его оказывал возможно меньшее сопротивление движению при врезании его в породу (рабочий ход) и при перемещении во время обратного хода после опоражнивания (холостой ход).

3) Очертание корпуса скрепера должно обеспечивать доставку зачерпнутой им породы до места разгрузки *без потерь* во время движения наполненного скрепера по почве.

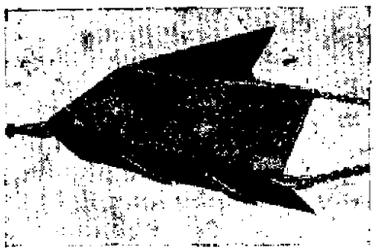


Рис. 144.

Рис. 145.

4) Конструкция скрепера при наименьшем весе, несмотря на тяжелые условия работы, должна быть достаточно прочна.

Для удовлетворения этих требований, в зависимости от качества разрабатываемых пород изготовляются скреперы разных форм:

1) Для работы по легкой глине и песку V-образной формы (рис. 144).

2) Для работы в более плотных породах (тяжелая глина) подковообразной формы (рис. 145), причем для лучшего врезания в породу по нижнему краю ставятся зубья *а* из специальной прочной стали, а на нижние передние углы прибалчиваются резаки *б*.

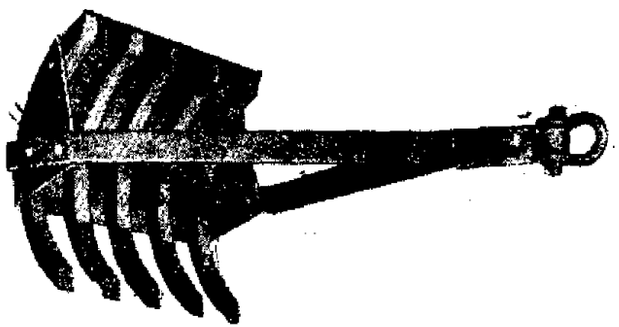


Рис. 146.

3) Для работы по транспортировке взорванного кускового материала скреперу придают форму грабель (рис. 146).

Емкость скреперов делается различной и изменяется от 0,25 до 9,2 $м^3$.

При разработке значительных площадей, как мы видели из курса „Горные выработки и горные работы", хвостовой шкив скрепера приходится перемещать по канату. Для быстрого выполнения этой работы при применении больших скреперов за границей практикуется следующая схема (рис. 147) укрепления.

Якорный канат *а* своими концами укрепляется к прочным бревнам *б*, врытым в породу на расстоянии 30 или более метров друг от друга. Для уменьшения износа якорного каната, концы его прикрепляются не непосредственно к бревнам, а посредством специальных ременных канатов *с*. Ременные канаты огибают бревна и концами своими вставляются в специальные муфты *d*, в которых плотно расклиниваются клиньями. Щеки *m* муфты *d* (рис. 148) несут ролик *е* (рис. 147), вокруг которого посредством канатных зажимов укрепляется якорный канат *а*. По якорному канату может передвигаться рама *f* (рис. 147), несущая в себе два шкива (см. рис. 149): один для якорного каната, а другой для каната *п*, к которому прикреплен хвостовой шкив *g* (рис. 147). Канат *п* огибает ролик *М*, подвешенный на задней башне *А* (деталь рис. 147 и рис. 150). Для установки на определенном месте рамы *f*, она с боков укрепляется на якорном канате зажимами *h*.

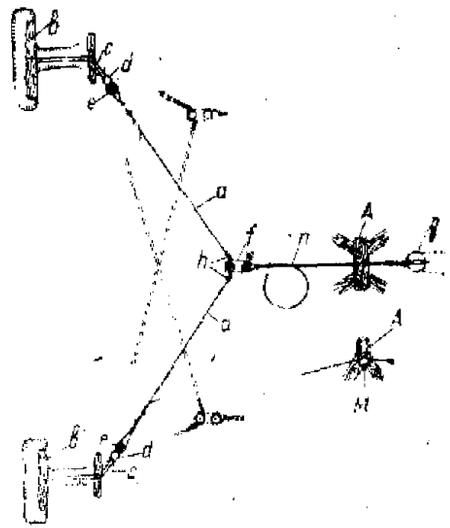


Рис. 147.

Когда скрепер в приданном ему таким образом направлении выработал всю породу, требуется перемещение по якорному канату рамы *f*. Для этого снимаются зажимы *h* и по якорному канату рама *f* свободно перемещается на новое место, и одновременно на новое место передвигается башня *А*. Производя таким образом, по мере надобности, перемещение рамы *f* по якорному канату, вырабатывают породу на площади, заключенной между опорами якорного каната. На рис. 147 пунктиром показано разное положение рамы *f*.

Когда будет выработана вся площадь участка, должна быть произведена переноска якорного каната. Для этого один конец якорного каната освобождается от ременного каната *с* и прикрепляется к ременному канату, укрепленному на третьей, заранее приготовленной опоре (бревну) на новом соседнем участке. Затем работа продолжается, как описано выше.

Рис. 148.

Рис. 149.

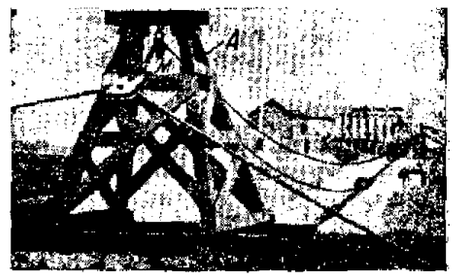


Рис. 150.

В тех случаях, когда необходимо производить частые переноски хвостового ролика и якорного каната, например при сравнительно малой мощ-

ности каносов, для легкого и быстрого перемещения скрепера на новую линию работ применяют следующие схемы установок:

1. Схема с дополнительной однобарабанной ручной лебедкой (рис. 151). Здесь канат *а* от ручной лебедки *А* идет через направляющий ролик, укрепленный в стороне от хода скрепера, к *хвостовой рабочей ветви скреперного каната*. Навивая канат *а* на барабан лебедки или отпуская его, рабочему ходу скрепера дают желательное направление.

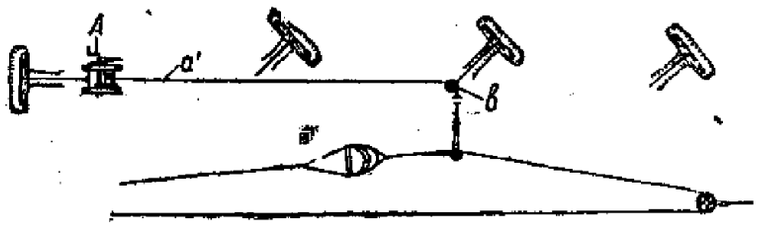


Рис. 151.

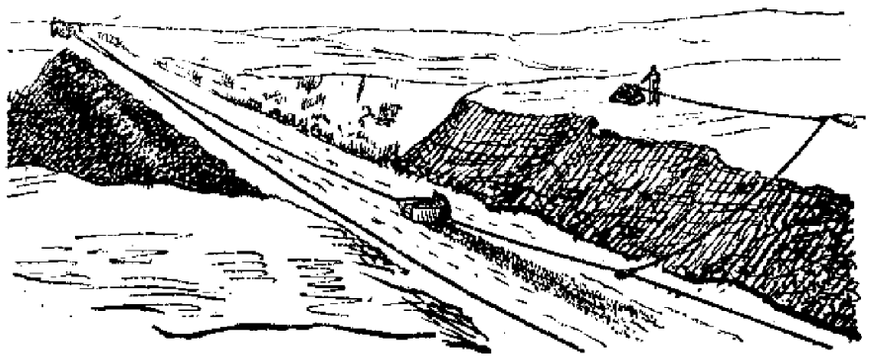


Рис. 152.

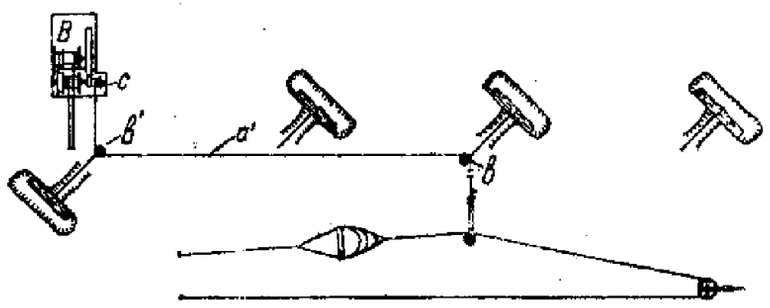


Рис. 153.

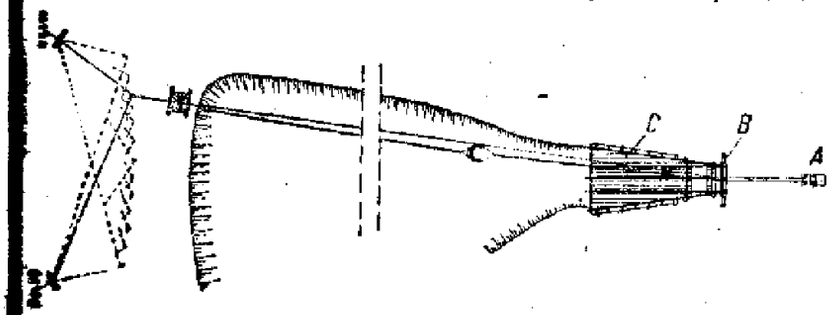
Для более ясного представления описанной схемы приводим перспективный вид такой работы на рис. 152.

2. Схема с дополнительным барабаном на скреперной лебедке (рис. 153). Эта схема отличается от первой только тем, что направляющий канат *а'* идет *от хвостовой рабочей ветви скреперного каната* через направляющие ролики *b* и *b'* к *дополнительному*

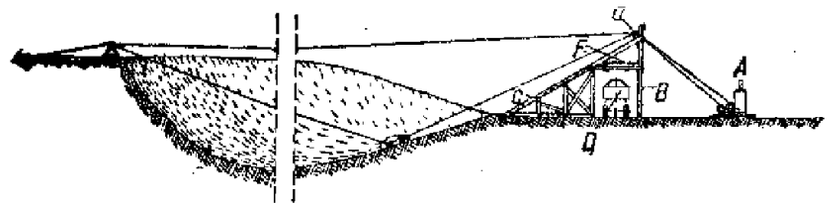
барабану (а не к дополнительной лебедке), установленному непосредственно на скреперной лебедке *с*.

Преимущество второй схемы заключается в том, что изменения хода скрепера производятся механической силой и не требуют задалживания дополнительного человека, как при первой схеме.

3. Схема организации работ скрепера с доставкой добытой породы в вагонетки. На рис. 154, фиг. *1* в плане, а на рисунке 154, фиг. 2, в разрезе, изображена схема организации работ скрепера с доставкой породы в вагонетки. Буквой *А* обозначена скреперная лебедка; перед лебедкой устанавливается деревянная или металлическая рама *В*, к которой укрепляется шкив *а*, направляющий канаты. Впереди рамы устраивается наклонный помост *С*, в котором на том месте, где должна происходить погрузка породы в вагонетки *D*, имеется отверстие. Порода, доставленная



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 154.

скрепером по наклонному помосту к этому отверстию, проваливается в него и попадает или непосредственно в вагонетку, или на грохот *F*, на котором задерживаются крупные куски. Грохот устанавливается на такой высоте, чтобы под ним свободно могли пройти вагонетки. На наклонном помосте *С*, для того чтобы скрепер не драл и не портил помост, укладываются рельса, по которым и скользит скрепер.

Скреперная лебедка должна помещаться в таком месте, чтобы машинист мог видеть работу скрепера. Если рельеф местности таков, что не позволяет сделать установку лебедки с соблюдением этого условия, то управление лебедкой (рычаги) может быть устроено на специальном помосте, пристроенном сбоку наклонного помоста.

Этот помост и стоящий на нем машинист ясно видны с левой стороны рис. 155.

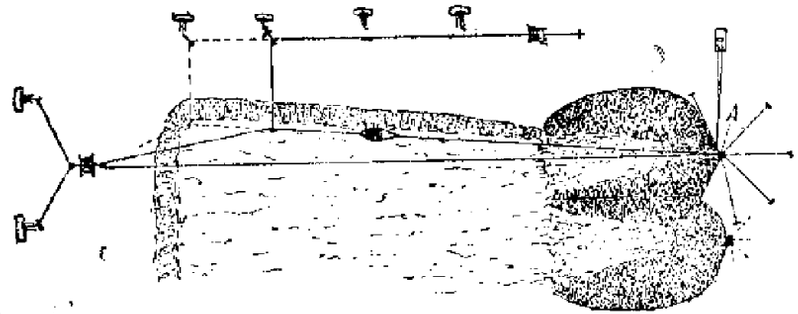
Когда необходима частая перестановка всего устройства, то лебедка и наклонный помост монтируются на роликах или полозьях.

4. Схема организации работ скрепера с доставкой породы в выработанное пространство. На рис. 156, фиг. *1* в плане, а на рис. 156, фиг. *2* в разрезе изображена схема работ скрепера с доставкой снятой породы в выработанное пространство. Для выполнения такой работы в конце выработанного пространства устанавливается мачта *A*, на которой укрепляется шкив, направляющий канат. Скреперные канаты протягиваются через все выработанное пространство, намеченное к завалке, и через площадь, предназначенную к разработке. Скрепер, отдирая породу, волочит ее в выработанное пространство.

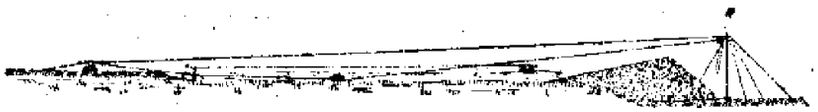
Рис. 155.

Для образования правильных отвалов, во избежание частых переносов установки, при этой работе обыкновенно пользуются описанными выше способами для изменения направления рабочей линии скрепера. На рис. 156 показана схема с ручной дополнительной лебедкой.

Когда работы по вскрыше производятся со свалкой породы в отвал на поверхности (а не в выработанном пространстве), направляющая мачта делается такой высоты, которая позволила бы насыпать скрепером отвал



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 156.

желательного объема. Вид такой установки изображен на рис. 157. Иногда для получения отвала желательной высоты мачту *A* приходится наращивать по мере увеличения высоты отвала.

При разработке больших площадей иногда бывает рациональным вместо подвижной мачты *A* делать подвижную направляющую башню. Такая установка позволяет производить разработку *параллельными линиями* (параллельное подвигание забоя).

62. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СКРЕПЕРНОЙ УСТАНОВКИ

Производительность скрепера зависит от трех переменных величин: длины пути скрепера, емкости скрепера и скорости его движения.

Как можно видеть из описания организации работ скрепера, длина его пути для каждой установки состоит из двух величин:

1) *постоянной величины,* которая находится между началом карьера и местом свалки породы в вагонетку или отвал, по этой части пути скрепер только волочит зачерпнутую породу;

2) *переменной величины,* заключенной между началом и концом разрабатываемого карьера; на части этого пути производится черпание породы, по остальной части скрепер только волочит зачерпнутую породу.

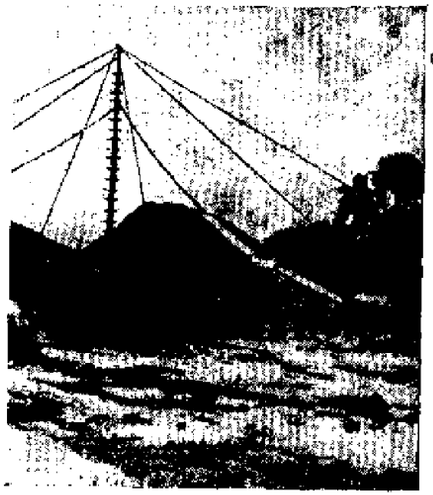


Рис. 157.

Скорости движения скрепера при рабочем и холостом ходе различны, причем *скорость холостого хода обыкновенно больше, чем рабочего.*

Для того чтобы выяснить зависимость между всеми указанными величинами и выразить ее математической формулой, обозначим (рис. 158):

часовую производительность скрепера буквою	Q м³
полную длину пути скрепера (от начала черпания до вагонетки или отвала)	l м
постоянную величину пути (от начала карьера до вагонетки или отвала)	l_2 м
скорость рабочего хода .	v_1 м/сек
скорость холостого хода .	v_2 м/сек
емкость скрепера	ω м³
вес 1 м³ породы в разрыхленном состоянии	γT.

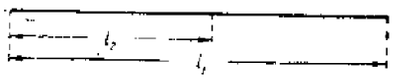


Рис. 158.

Средняя длина пути скрепера в один конец:

$$l_0 = l_2 + \frac{l_1 - l_2}{2} = \frac{l_1 + l_2}{2}. \qquad (55)$$

Цикл работы состоит в наполнении скрепера, доставке зачерпнутой породы к месту свалки и возврате порожнего скрепера к месту черпания. Таким образом скрепер должен сделать для доставки одной порции породы два конца. Отсюда длина пути скрепера за один цикл:

$$L = l_1 + l_2 = 2l_0. \qquad (56)$$

Среднее время в секундах, которое необходимо на совершение одного цикла, если не будет никаких задержек в работе:

$$t_0 = \frac{l_0}{v_1} + \frac{l_0}{v_2} = l_0 \frac{v_2 + v_1}{v_1 v_2} \text{ сек}. \qquad (57)$$

Средняя скорость движения скрепера:

$$v_0 = \frac{2l_0}{t_0} = \frac{2v_1v_2}{v_2+v_1}\ м/сек. \quad (58)$$

Из выражения (58) можем написать, что

$$t_0 = \frac{2l_0}{v_0}\ сек. \quad (59)$$

Однако при работе в течение одного цикла имеются постоянные задержки, которые происходят в период загрузки скрепера, разгрузки его, а также во время разгонов и замедления движения. Эти задержки уменьшают нормальную вычисленную среднюю скорость v_0. Обозначим время этих цикловых задержек буквою t_1 сек.

Тогда полная продолжительность одного цикла:

$$t = \frac{2l_0}{v_0} + t_1 = \frac{2l_0+v_0t_1}{v_0}\ сек. \quad (60)$$

Величина произведения v_0t_1 может быть выражена длиной пути l_3, которую прошел бы скрепер при средней скорости за время задержек, т.е.

$$l_3 = v_0t_1\ м.$$

На основании опытных данных можно принять $l_3 = 0{,}8\ l_0$ (61)

Подставляя выражение (61) в выражение (60), получаем

$$t = \frac{2l_0+0{,}8l_0}{v_0} = \frac{2{,}8l_0}{v_0}\ сек. \quad (62)$$

Теоретическое число оборотов скрепера в час:

$$n = \frac{3600}{t} = \frac{3600\,v_0}{2{,}8\,l_0} = \frac{1290\,v_0}{l_0}. \quad (63)$$

Теоретическая часовая производительность скрепера:

$$Q = \frac{1290\,v_0w}{l_0}\ м^3 \text{ в разрыхл. состоянии} \quad (64)$$

или в тоннах

$$Q_1 = \frac{1290v_0w}{l_0}\ \gamma_T \quad (65)$$

Чтобы определить *эффективную часовую производительность скрепера* в формулы (64) и (65) необходимо ввести в числитель *коэфициент наполнения* k, а в знаменатель *коэфициент* k_1, *характеризующий степень добываемости породы*. Коэфициент наполнения k зависит от свойств разрабатываемых пород и может быть или несколько меньше или несколько больше единицы.

Тогда эффективная часовая производительность скрепера в $м^3$:

$$Q_{эффект/час.} = \frac{1290v_0w.k.}{l_0k_1}\ м^3 \text{ в разрыхл. состоянии} \quad (66)$$

или в тоннах:

$$Q_{эффект/час.} = \frac{1290v_0w.k.}{l_0k_1}\ \gamma_T. \quad (67)$$

При вычислении сменной производительности скрепера необходимо принять все задержки, которые могут быть во время работы. Величина сменных задержек может быть выражена в процентах от общей продолжительности смены следующими цифрами:

маневры с канатом, хвостовым роликом и погрузочными приборами	около 10%
неполадки со скрепером, заедание скрепера в грунте,	» 10%
неполадки с машиной	» 10%
организационные и прочие задержки	» 10%
итого	около 30%

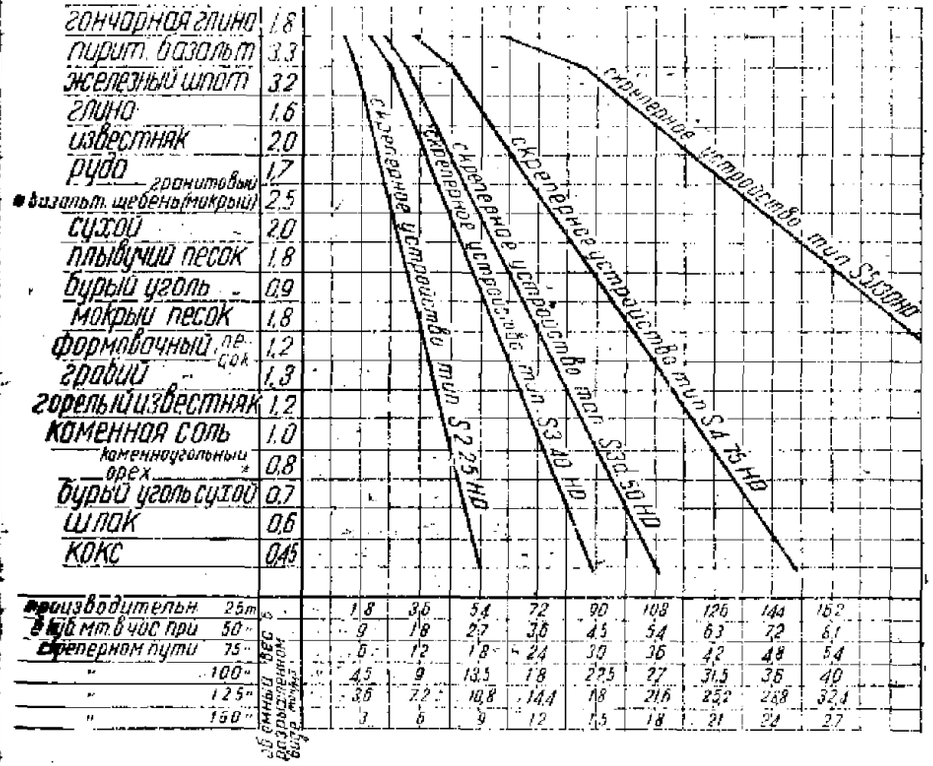


Рис. 159.

Таким образом *коэфициент использования скрепера во времени* η может быть принят равным 0,7. Тогда сменная эффективная производительность скрепера при продолжительности смены T часов выразится формулой:

в $м^3$

$$Q_{смен.} = \frac{1290 \cdot v_0\ w \cdot k}{l_0k_1} \cdot T\eta\ м^3 \text{ в разрыхленном состоянии} \quad (68).$$

или, подставляя $\eta = 0{,}7$:

$$Q_{смен.} = \frac{1290 \cdot v_0\ w \cdot k}{l_0\,k_1} \cdot T \cdot 0{,}7 = \frac{900\ v_0\ w\ k}{l_0\ k_1} \cdot T\ м^3 \quad (69)$$

в тоннах:

$$Q_{смен.} = \frac{900\ v_0\ w \cdot k}{l_0\ k_1}\ T\gamma\ \ m. \quad (70)$$

Все выше выведенные формулы, в которых производительность скрепера выражена в $м^3$, дают объем добытой породы *в разрыхленном состоянии*. Чтобы определить, какой объем породы скрепер снимает *в целике (в плотном теле)*, необходимо учесть коэфициент разрыхления $k_в$, введя его в знаменатель. Тогда сменная производительность скрепера *в плотном теле* может быть выражена формулой

$$Q'_{смен.} = \frac{900\ v_0\ w \cdot k}{l_0\ k_1\ k_в}\ T\ м^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (71)$$

Из формулы (71) находим емкость скрепера

$$w = \frac{Q'\ l_0\ k_1\ k_в}{900 \cdot v_0\ k\ T}\ м^3. \qquad (72)$$

Пользуясь этой формулой, можно по заданной производительности в плотном теле определить необходимую емкость скрепера.

На рис. 159 приведена диаграмма для определения типа скреперной установки по требуемой часовой производительности в разрыхленном состоянии пород, по длине пути скрепера и по характеру разрабатываемых пород. Эта диаграмма дана германской фирмой Газенклевер.

Построение диаграммы произведено следующим образом. По оси *абсцисс* (горизонтальная линия) отложены производительности скреперных установок в зависимости от длины пути скрепера и мощности установки. По оси *ординат* (вертикальная линия) распределены породы по степени их добываемости. Ломаные линии изображают изменение производительности различных скреперных установок (мощностью в 25 HP, 40 HP, 50 HP, 75 HP, 130 HP) в зависимости от степени добываемости породы.

Так при длине пути скрепера в 25 *м* скреперная установка мощностью в 25 HP при добыче мокрого песка может дать в разрыхленном состоянии 36 $м^3$ в час, а при добыче глины примерно 21 $м^3$/час.

§ 63. ПРОИЗВОДСТВО ВСКРЫШИ БАШЕННЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Башенные экскаваторы, так же как и скреперы, добывают породу и транспортируют ее на некоторое расстояние при помощи черпака-скрепера. В отличие от обыкновенной скреперной установки черпак башенного экскаватора подвешивается цепями или канатами к тележке, которая перемещается по одному или двум несущим канатам (см. „Горные выработки и горные работы", часть II, стр. 64 — 74). Такое устройство позволяет поднять черпак после того, как он наполнится породой, и перемещать его по канату в *свободно-подвешенном состоянии* на некоторой высоте над разрабатываемой поверхностью. Благодаря этому при движении наполненного черпака отсутствует трение о породу, которое у скреперной установки значительно. Для возможности осуществления переноса породы в свободно подвешенном черпаке, конструкция его несколько иная, чем у скреперной установки. Отличие заключается в том, что черпак-скрепер башенного экскаватора (рис. 160) должен иметь дно, которое отсутствует у скреперов скреперных установок. Однако иногда при перемещении черпака в свободно-подвешенном состоянии происходит высыпание некоторой части зачерпнутой породы, что загрязняет вскрытое полезное ископаемое или требует дополнительных работ по зачистке.

Рабочий цикл башенного экскаватора слагается из следующих элементарных движений:

1. *Опускания* черпака на разрабатываемое место. Опускание производится посредством ослабления натяжения несущих канатов.
2. *Экскавации*, т. е. черпания породы.
3. *Подъема* наполненного породой черпака посредством подтягивания несущих канатов.
4. *Перемещения* наполненного черпака к месту опоражнивания его.
5. *Опоражнивания* черпака.
6. *Обратного перемещения* порожнего черпака к месту разработки.

От продолжительности всех этих движений зависит производительность экскаватора. *Чтобы сократить время, потребное на завершение одного цикла, стараются производить одновременно подъем и перемещение наполненного черпака, а также обратное перемещение порожнего черпака и опускание его.* Благодаря совмещению во времени этих движений удается достигнуть увеличения производительности экскаватора.

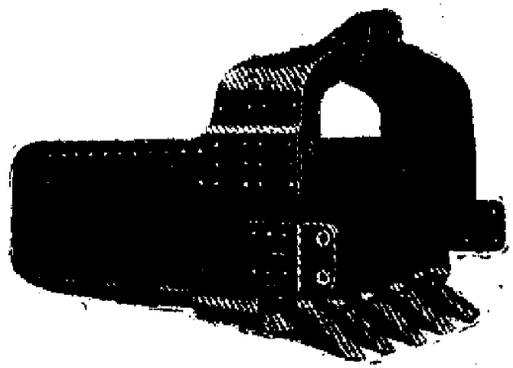


Рис. 160.

Черпание породы с одной установки башенного экскаватора производится до тех пор, пока не будет вынута вся порода до требуемой глубины. Для дальнейшей разработки необходимо произвести перемещение одной или обеих башен экскаватора.

В зависимости от подвижности башен различают:

1) *Радиальный башенный экскаватор*, у которого одна башня или мачта *неподвижна*, а другая башня *подвижна*. При работе экскаватора подвижная башня ходит по окружности, в центре которой находится неподвижная башня или мачта.

Рис. 161.

Схема разработки таким экскаватором в перспективе представлена на рис. 161, на котором последовательные положения контр-башни изображены пунктиром. Как ясно видно из рисунка, разработка производится по *радиусам*, т. е. *веером*.

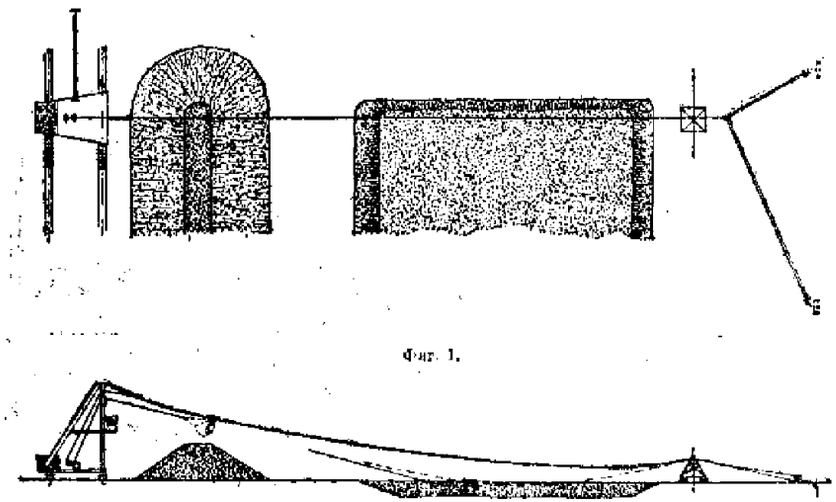
2) *Параллельный башенный экскаватор*, у которого обе башни подвижны. Башни перемещаются независимо одна от другой, а потому этот тип экскаватора может производить разработку совершенно *параллельными* полосами, а также под некоторым углом к первоначальному своему

Свалку добытой черпаком породы можно производить:

1. *В отвал на дневной поверхности* (рис. 162, фиг. 1—план, фиг. 2—разрез)

2. *В выработанное пространство* (рис. 163, фиг. 1—план, фиг. 2—разрез).

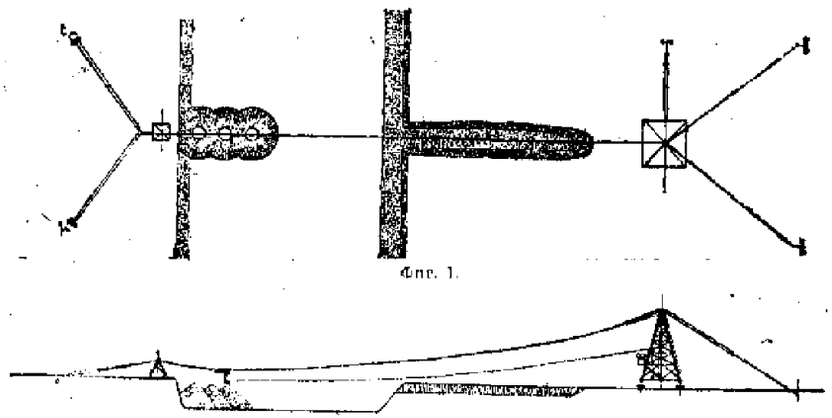
3. *В откаточные сосуды* через лоток или специальный подвижной бункер (рис. 164, фиг. 1 — план, фиг. 2 — разрез).



Фиг. 1.

Фиг. 2

Рис. 162.



Фиг. 1.

Фиг. 2.

Рис. 163.

При разработке башни экскаватора устанавливаются:

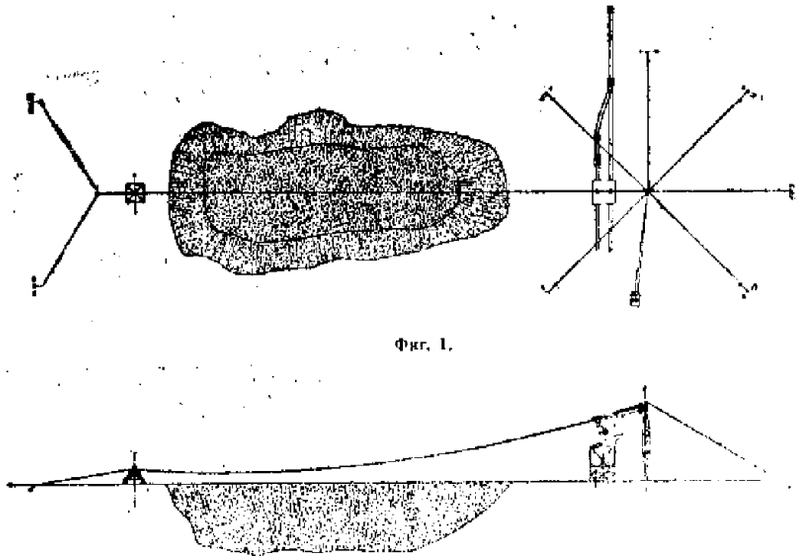
1) *На дневной поверхности* вблизи бортов карьера. Установка производится при начале вскрышных работ или при разработке узкой площади.

2) *Одна башня на борту карьера, а вторая на почве карьера* или на образующемся в выработанном пространстве отвале пустой породы при работе с завалкой выработанного пространства.

Такая установка неизбежна при разработке широкой площади, когда необходимо производить постепенное перемещение путей башен перпендикулярно линии забоя.

При установке одной из башен на отвале рекомендуется машинную башню располагать на целике, а контрбашню — на отвале.

Это требование вызывается тем обстоятельством, что машинная башня является наиболее тяжелой башней, так как на ней установлены машины и она воспринимает все тяговые усилия во время черпания породы, а поэтому для нее требуется более прочное основание, которым и является еще неразрыхленная порода целика. Кроме того, при таком расположении



Фиг. 1.

Фиг. 2.

Рис. 164.

башен место экскавации оказывается обычно ближе к машинной башне, а поэтому лучше видно машинисту.

Добытую породу можно сбрасывать из черпака в любом месте между башнями. Однако, когда порода не может быть помещена на предназначенном для нее месте на поверхности или в выработанном пространстве между башнями, является необходимость часть ее сваливать за контрбашней. Это осуществляется двумя способами:

1) *Установкой специальной наклонной башни.*

На рис. 165 показана такая установка. Буквой *А* обозначена машинная башня, буквой *В* — наклонная контрбашня и буквой *а* — отвал, образующийся за контрбашней.

2) *Присоединением к контрбашне транспортера.*

На рис. 166 изображена такая установка. В этом случае, благодаря значительно меняющейся мощности вскрышных пород из-за наличия мульды в кровле полезного ископаемого, добытая порода не может поместиться

в выработанном пространстве при условии получения поверхности отвала, удобной для работы экскаватора. Поэтому излишнюю породу приходится сваливать при помощи транспортера *b* за контрбашню *B* в отвал *a* на уровне поверхности земли.

Последовательность выемки забоя показана римскими цифрами, а последовательность образования отвала в выработанном пространстве и на поверхности — арабскими цифрами.

Пути, по которым движутся башни экскаватора, не обязательно должны быть строго горизонтальными, а могут иметь некоторый уклон как по направлению движения башен вдоль забоя, так и в направлении перпендикулярном забою. В Германии на руднике Виктория III башни преодолевают уклон 0,066 в направлении движения башен и 0,100 в направлении перпендикулярном. Благодаря этому не всякое увеличение мощности вскрышных пород требует свалки породы за контрбашней. Если разность мощностей создает уклон, доступный для башен экскаватора, то вся порода может быть свалена перед контрбашней. Такой случай изображен на рис. 167, из которого видно, что хотя в пласте полезного ископаемого и имеется мульда, но глубина ее значительно меньше, чем изображено на рис. 166. Благодаря наличию мульды высота отвала в выработанном пространстве меняется, но при этом получается допустимый подъем для путей контрбашни *B*. В этом случае не требуется свалки породы за контрбашней.

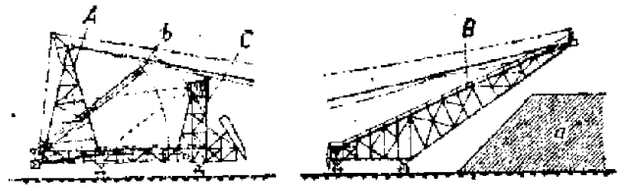


Рис. 165.

Способность башенных экскаваторов преодолевать некоторый подъем особенно ценна, когда требуется планирование (выравнивание) отвалов для придания поверхности формы, удобной для земледелия. Наличие же

Рис. 166.

куч породы, образующихся при свалке за контрбашней, затрудняет такое планирование.

Для лучшего планирования отвалов к контрбашням иногда присоединяют специальные планирующие приспособления: *боковые транспортеры, плуги.*

Башенными экскаваторами возможно добывать не только породы, перекрывающие полезное ископаемое, но и само ископаемое.

Это является большим преимуществом башенных экскаваторов, так как:

1) Не требуется установка на почве карьера аппаратуры, добывающей полезное ископаемое. Особенно ярко вырисовывается это преимущество при разработке месторождения, которое имеет неспокойный характер

залегания. Чем неспокойнее характер залегания полезного ископаемого, тем труднее для других типов экскаваторов (механических лопат, многоковшевых экскаваторов) устанавливать рабочий горизонт в одной плоскости и прокладывать рельсовые пути для откатки добытого полезного ископаемого.

2) В тех случаях, когда на руднике разработка вскрыши и полезного ископаемого производится несколькими башенными экскаваторами, не требуется предусматривать резерва ни в производительности отдельных башенных экскаваторов, ни в количестве их. Это объясняется тем, что в случае неполадки с агрегатом, занятым на добыче полезного ископаемого, можно перебросить на добычу любой из экскаваторов, занятых на вскрышных работах.

3) Вследствие того, что башенный экскаватор подает добытое полезное ископаемое из карьера на дневную поверхность, становятся излишними всякие подготовительные работы и всякое оборудование для подъема полезного ископаемого из карьера (проходка спиралей, уклонов, рельсовые

Рис. 167.

пути, наклонные подъемники и т. п.). При этом главное преимущество заключается не столько в непосредственной экономии на этом оборудовании, сколько в том, что развитие горных работ ни в какой степени не стесняется подъемными средствами, которые иногда являются узким местом в производительности карьера.

Для более ясного представления о работе башенных экскаваторов в следующем параграфе дадим описание некоторых характерных установок в Германии.

§ 64. ОПИСАНИЕ УСТАНОВОК БАШЕННЫХ ЭКСКАВАТОРОВ В ГЕРМАНИИ

Первый башенный экскаватор рудника „Штадт Гёрлиц". Установленный на руднике „Штадт Гёрлиц" первый башенный экскаватор производит добычу перекрывающих пустых пород и угля. Машинная башня *A* (рис. 168) передвигается по дневной поверхности вдоль борта карьера. Добытый уголь ссыпается в передвижной бункер, перемещающийся по почве угольного пласта. Из бункера уголь высыпается в вагонетки, которые отвозятся цепной откаткой. Контрбашня *B* передвигается по о вальной стороне карьера. Пустая порода транспортируется к контрбашне и может по желанию ссыпаться непосредственно в отвал перед башней или же через воронку *N* в вагонетки. Длина пролета между башнями 250 *м*. Для того чтобы иметь возможность в случае надобности несколько увеличить пролет, несущий канат *f* имеет на контрбашне запас *l* каната, намотанный на барабан *q*. Емкость черпака 2 *м*³. Число циклов, которые может сделать экскаватор в час, равно 20. Обе башни передвигаются по рельсовым путям. Подтягивание и спускание несущих канатов *f* для подъема и спускания черпака производятся с помощью восьмиблочного полиспаста *a*.

Подъем, спуск, экскавация, а также и перемещение черпака по канатам производятся *одномоторной лебедкой* при соответствующем переключении.

Такой конструкцией силового оборудования объясняется малое число циклов, так как она допускает одновременный подъем и перемещение в направлении к отвалу, но не допускает одновременного опускания и перемещения черпака к месту экскавации.

Опоражнивание черпака производится благодаря набеганию передней части тележки на устанавливаемые неподвижно на несущих канатах отбойники. (Это устройство подробно описано во II части курса „Горные выработки и горные работы", стр. 70.) Недостаток этого способа опрокидывания заключается в том, что место опоражнивания может быть изменено только путем перестановки отбойников, что вызывает большие хлопоты и простои экскаватора (*иное устройство для опрокидывания — см. следующую* установку).

Башенные экскаваторы в период черпания породы испытывают большие напряжения, а поэтому для предупреждения аварий устраивается выключатель, который прерывает ток, когда напряжения достигают слишком большой величины. Кроме того, имеется магнитно-воздушный тормоз, который прекращает дальнейшее вращение мотора, после того как выключателем прерван ток.

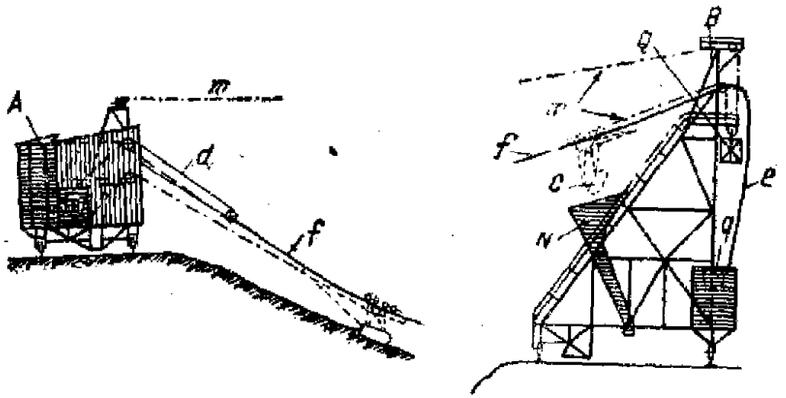


Рис. 168.

Помещение для машиниста расположено так, что канаты не мешают машинисту видеть работу установки. Для того чтобы машинист мог точно определить положение черпака в любой момент работы, в помещении машиниста установлено двойное индикаторное устройство. Одно указывает положение тележки, а другое—изменение длины несущего каната. Это последнее в свою очередь имеет два указателя, из которых один дает *абсолютную величину подъема*, а другой—*относительную величину подъема* над местностью. Благодаря наличию индикаторов становится возможным производить работу ночью.

Для того чтобы машинист имел возможность определить взаимное расположение башен, имеется *визирное приспособление*.

Для передвижения башен на каждой башне имеется ходовой мотор мощностью в 8 HP. Моторы машинной и контрбашен включаются независимо друг от друга, что позволяет в случае надобности произвести умышленное смещение башен.

Ток к моторам машинной башни подводится от силовой линии, проходящей по разрабатываемому целику. Контрбашня питается током, проходящим по проводам, натянутым через карьер между башнями и подвешенным к поддерживающему тросу.

Второй башенный экскаватор рудника „Штадт Гёрлиц". Второй башенный экскаватор, установленный на руднике „Штадт Гёрлиц", имеет пролет в 300 *м* и черпак емкостью 4 $м^3$. Этот экскаватор также работает по экскавации породы и угля. Контрбашня *B* (рис 169) рас-

Рис. 169.

положена на почве пласта. Пустая порода сваливается в отвал *a* между угольным забоем и контрбашней в выработанное пространство. *Вместо одномоторной лебедки на машинной башне установлены две лебедки: одна подъемная с двумя барабанами* (по одному барабану для каждого несущего каната), *другая — для экскавации и перемещения;* кроме того, на этой же лебедке имеется еще один барабан для каната, обслуживающего опоражнивание черпака.

Благодаря установке двух лебедок одновременно осуществляются различные движения, что дает возможность увеличить число циклов в час до 30 (вместо 20 в первой установке).

Чтобы получить возможность опоражнивания черпака в любом месте без потери времени, отказались от установки отбойников на несущих канатах и предусмотрели для этой цели специальный бесконечный канат. Этот канат идет от указанного выше барабана лебедки, обслуживающей перемещение черпака, через ролик машинной башни к контрбашне и от нее

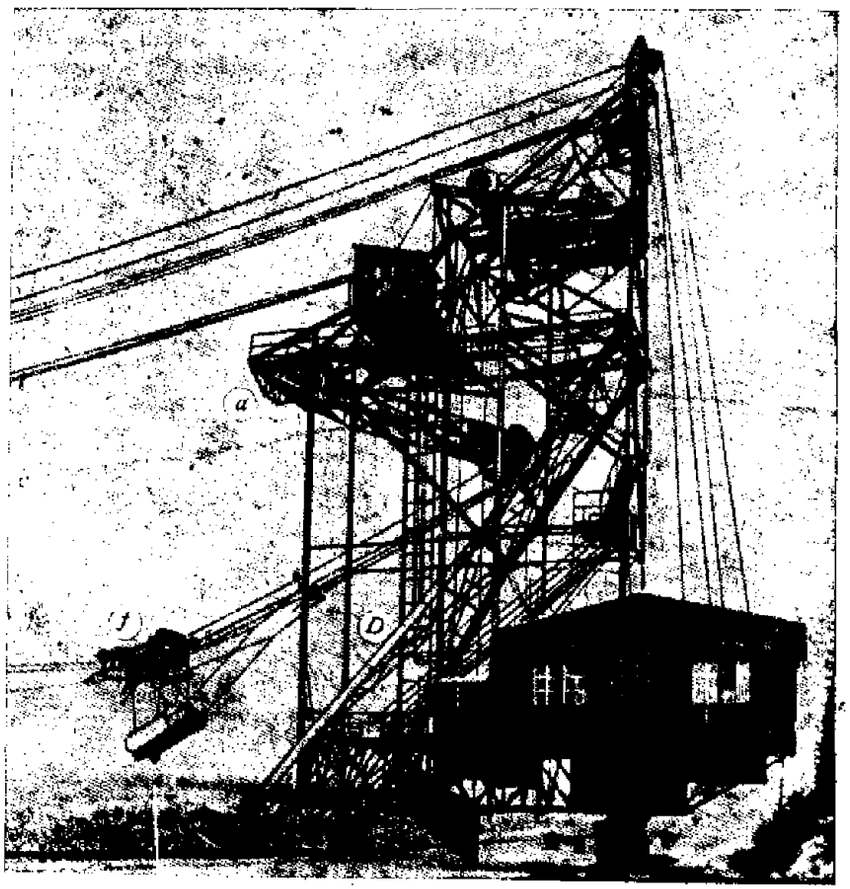


Рис. 170.

к черпаку, от которого направляется обратно к лебедке. Во время перемещения черпака опрокидывающий канат движется вместе с тяговым канатом. Когда же нужно опрокинуть черпак, затормаживают барабан опрокидывающего каната, а движение тележки прекращают несколько позже.

В описываемом экскаваторе опускание и подъем несущих канатов осуществляется иначе, чем в первой установке. Здесь несущие канаты прикреплены к специальному *подвешенному балансиру*, ось вращения которого расположена в верхней части машинной башни. На рис. 170 изображена фотография машинной башни описываемого экскаватора, а на рис. 171—схема

устройства подобной башни для другого рудника. Балансир обозначен буквою *b*, а местонахождение оси вращения балансира — *a*. Как видно из рисунка, несущие канаты *f* прикреплены к голове балансира. Подтягивание и опускание несущих канатов производятся поворотом балансира вокруг оси на требуемый угол. Поворот балансира производится при помощи сложного полиспаста *c* (рис. 171) лебедкой *d*, которая имеет два барабана (по одному для каждого несущего каната). На рис. 171 сплошными линиями показано положение балансира при опущенных, а пунктиром—при поднятых несущих канатах.

Следует заметить, что балансиры делаются не только подвесными, но и стоячими. Схема последней конструкции будет приведена при описании германского рудника Виктория III.

Обе башни установлены на рельсовомходу. Отличие от первой установки заключается в том, что опорная нога *D* по направлению к забою направлена под некоторым углом, вследствие чего рельс расположен косо. Это хорошо видно на контрбашне на рис. 171.

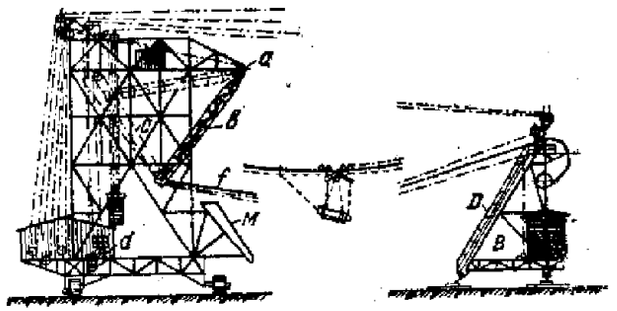


Рис. 171.

Высота машинной башни до оси вращения балансира	12 *м*
Высота контрбашни	27 *м*
Длина балансира	17 *м*
Мощность мотора для экскавации	200 HP
Мощность для подъема	150 HP
Диаметр несущих канатов спиральной свивки	40 *мм*
Диаметр канатов для передвижения и черпания	22 *мм*
Диаметр каната для опоражнивания	19 *мм*

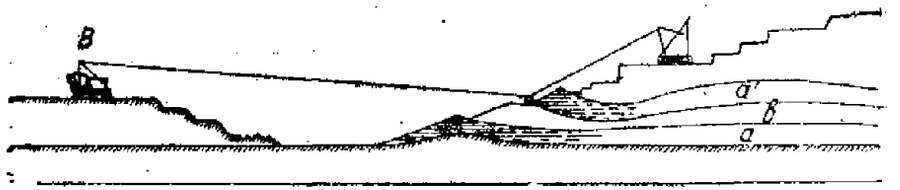


Рис. 172.

Башенный экскаватор т-ва Фриледорф в Фриледорфе в округе Кассель. Этот башенный экскаватор имеет наибольший из существующих эскаваторов пролет в 420 *м* и наибольшую глубину черпания в 60 *м*. Экскаватор производит добычу угля из первого *a* и второго *a'* пластов (рис. 172) и поднимает его к контрбашне, и кроме того извлекает очень крепкий глинистый пропласток *b*, залегающий между обоими угольными пластами. Емкость черпаков: производящего добычу угля равна 10 $м^3$, а добычу пропластка—8 $м^3$. В виду того, что уголь добывается черпаком в больших кусках, на контрбашне (рис. 173), установлена дробилка. Обе башни — подвижные и перемещаются на гусеничном ходу.

Башенные экскаваторы на руднике Виктория III. Работа этого рудника интересна в том отношении, что здесь работают 4 башенных экскаватора, которые должны справиться со всей вскрышной работой и добычей угля. Суточная добыча рудника 5000 *т* угля, а суточная производительность по вскрыше — около 15 000 $м^3$. Из 4 башенных экскаваторов один ставится на добычу угля, а 3 остальных — на вскрышу. Резервных агрегатов для добычи угля не имеется, так как каждый из 3 вскрышных экскаваторов может быть в любое время переброшен на эту работу.

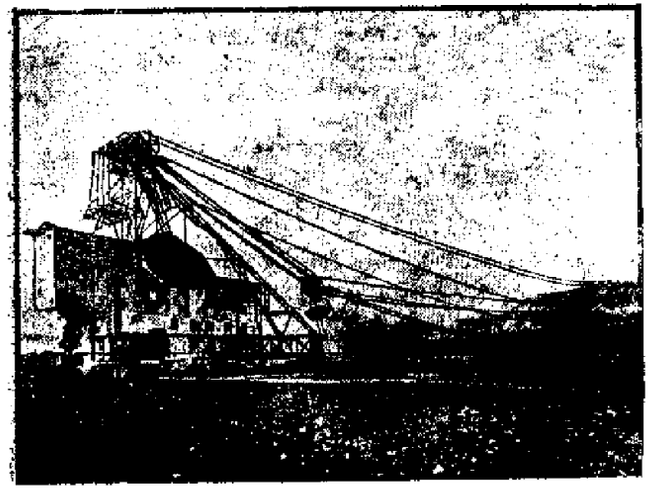


Рис. 173.

Пролет между башнями — 350 *м*. Уголь поднимается на машинную башню и через перегрузочный бункер без предварительного дробления поступает в большегрузные вагоны.

Машинная башня и контрбашня — каждая установлена на трех двойных гусеничных ходах, которые укреплены на углах горизонтальной треугольной

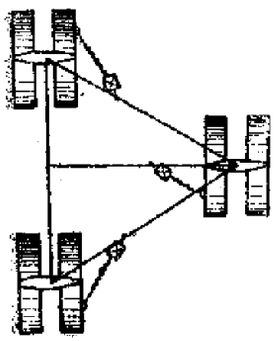


Рис. 174.

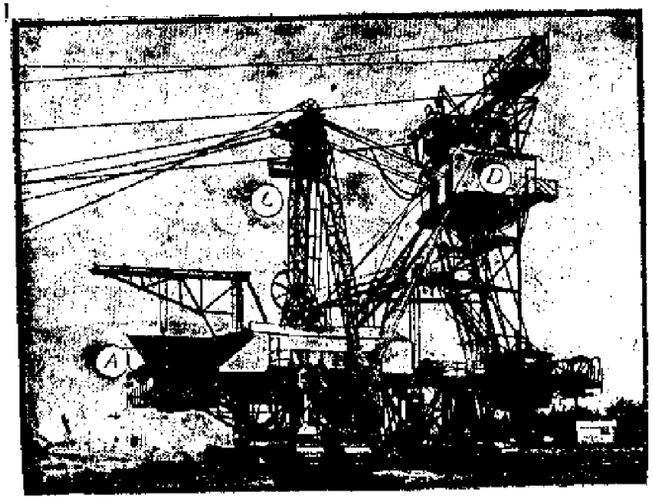


Рис. 175.

рамы. На рис 174 показана схема расположения гусениц у одной из башен.

На машинной башне (рис. 175) со стороны карьера укреплен угольный бункер *A*. Примерно на той же высоте находится машинное помещение *B*,

в котором расположены приводы лебедок: ездовой, экскавационный и разгрузочный, а также электрический агрегат системы Леонарда и электрическое распределительное устройство. С обеих сторон машинного помещения приделан стоячий балансир *C*, на верхнем конце которого со стороны карьера закреплены несущие канаты, а с противоположной стороны — четыре подъемных каната, которыми удерживается балансир и которые идут в машинное помещение к подъемному барабану.

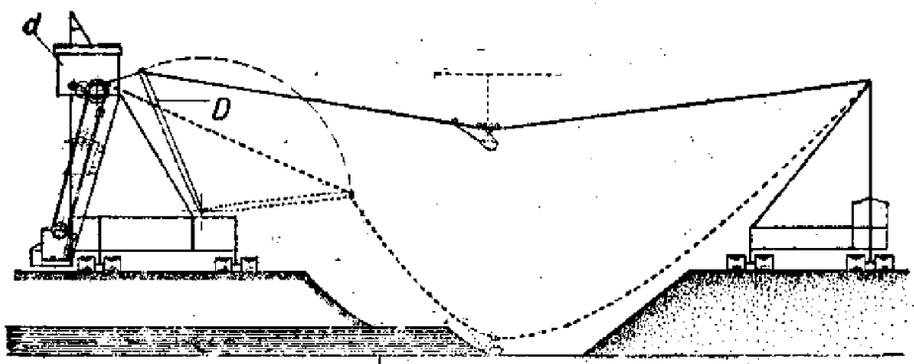
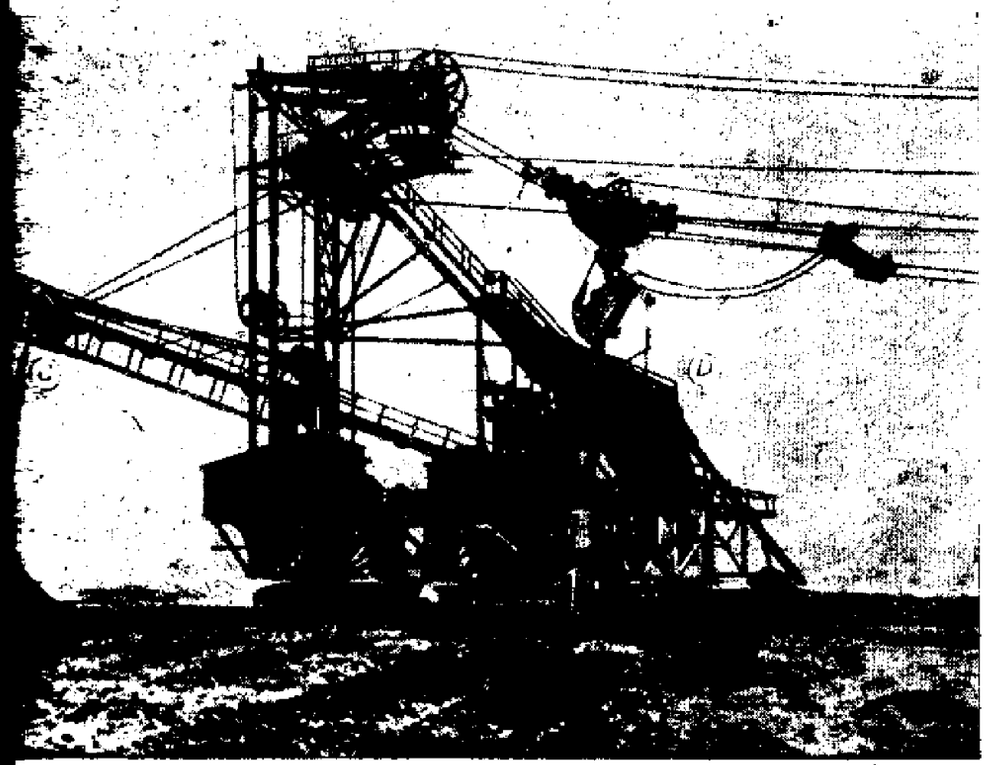


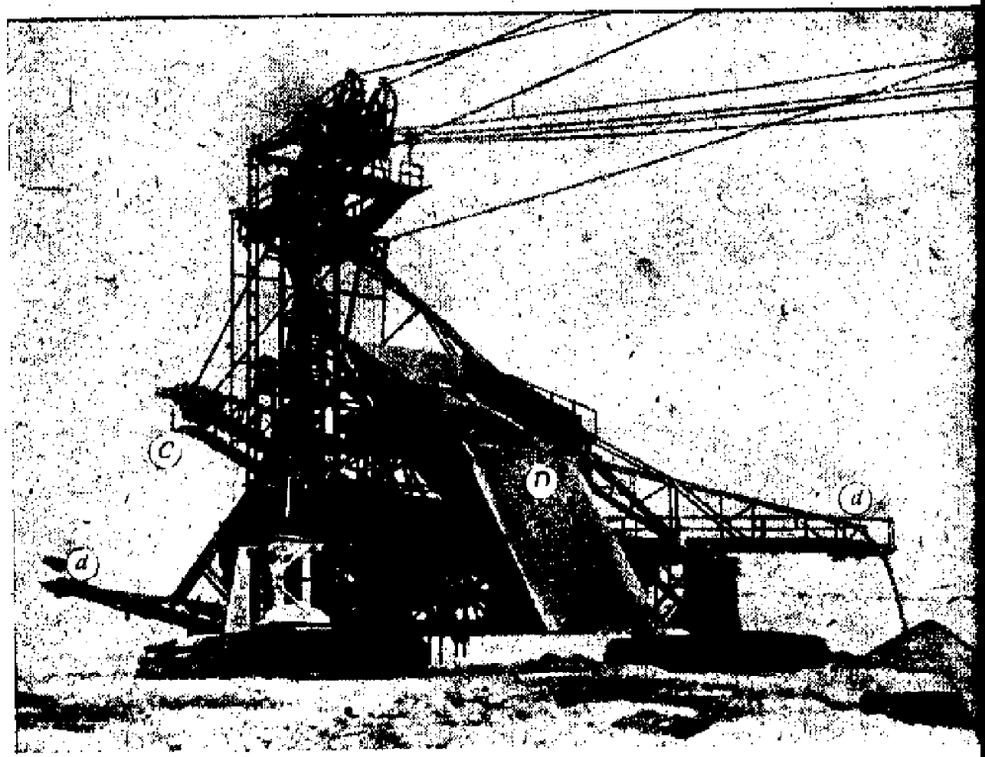
Рис. 176.



Фиг. 1

Рис. 177.

Схема работы балансира показана на рис. 176: сплошными линиями — канат в поднятом состоянии, а пунктирными — в опущенном состоянии. На голове балансира помещены канатные шкивы, по которым направляются ездовой, экскавационный и разгрузочный канаты. Над машинным помеще-



Фиг. 2.

Рис. 177.

нием находится вершина машинной башни с установленными на ней двумя шкивами для ездового и экскавационного канатов, а также будкой машиниста *d*. Из этой будки находящийся в ней машинист видит все рабочее поле.

Контрбашня (рис. 177) по характеру своей железной конструкции похожа на машинную. На вершине контрбашни укреплены оба несущих каната и разгрузочный канат. Там же находятся и шкивы ездового и экскавационного канатов. В задней части башни неподвижно установлен противовес. Нормальная работа заключается в сбрасывании породы в отвал перед контрбашней. Однако, чтобы иметь возможность сбрасывать породу и позади башни, к ней приделан бункер *D*, в который может выгружаться порода из черпака. Из бункера порода подается через питатель на транспортер *C*, сбрасывающий

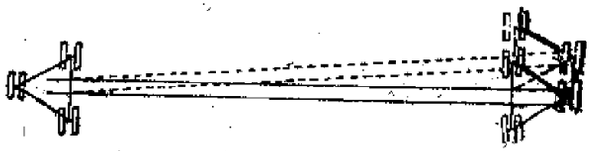


Рис. 178.

породу за контрбашней. С этого транспортера в случае надобности порода может передаваться на один из двух боковых качающихся транспортеров *d* (рис. 177, фиг. 2), с помощью которых может быть выравнен или подсыпан путь башни.

На рис. 178 изображена в плане схема взаимного расположения башен. Пунктиром показано максимальное отклонение башен от оси симметрии, которое для данной установки может быть равно 7°. Большее отклонение не допускается ограничительным выключателем.

Каждая гусеница приводится в движение от собственного мотора, а каждая пара гусениц поворачивается отдельным самостоятельным мотором. Таким образом каждая башня имеет 6 ездовых моторов и 3 поворотных, а весь агрегат (машинная башня и контрбашня) — 12 ездовых и 6 поворотных моторов.

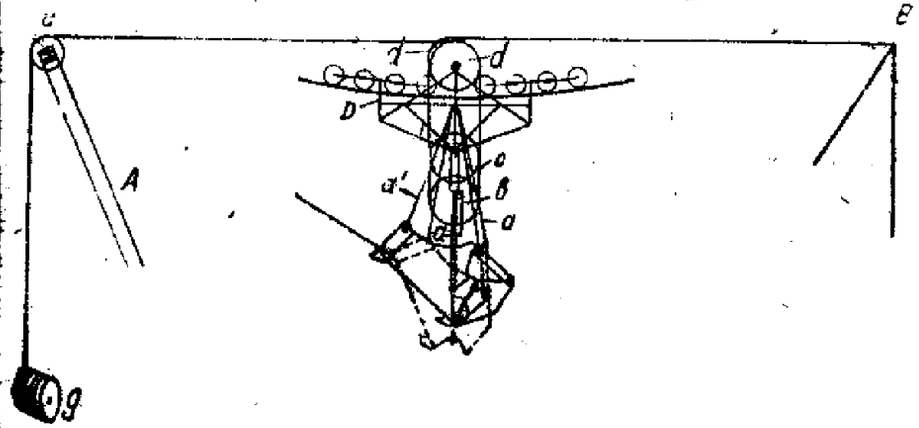


Рис. 179.

При работе экскаватора давление, оказываемое гусеницами башен на грунт, непрерывно изменяется, ибо при постоянном весе башен изменяется величина натяжения канатов. На руднике Виктория III давление на грунт колеблется:

у машинной башни, для задней пары гусениц	1,28 — 0,74	*кг/см²*
» » » » передней »	1,22 — 0,73	» »
у контрбашни, для задней пары гусениц	0,93 — 0,82	» »
» » » » передней »	0,83 — 0,47	» »

В описываемой установке черпак имеет особую конструкцию: он сконструирован двухстворчатым (рис. 179). Спереди и сзади черпак подвешен канатами *a'* к тележке *D*, а посредине — к так называемой разгрузочной траверзе *a*, которая в свою очередь подвешена посредством особого шкива *b* к разгрузочному канату *c*. Открывание и закрывание черпака производятся этим разгрузочным канатом, один конец которого наглухо заанкорен на контрбашне *B*. От контрбашни канат идет к шкиву *d*, а затем через траверзный шкив *b* к другому шкиву *d'* на тележке и далее к шкиву *e* на балансире *A* машинной башни и к барабану *g* разгрузочной лебедки. Когда черпак закрыт, то разгрузочный канат туго натянут. Такое положение показано на рисунке сплошными линиями. Если отпустить разгрузочный канат, то вес черпака тянет книзу разгрузочную траверзу и черпак

раскрывается (изображено пунктиром). Для закрывания необходимо опять натянуть разгрузочный канат. Фотография черпака вместе с тележкой изображена на рис. 180. Экскаватор приводится в действие трехфазным током с напряжением 2000 *V*. Ток от силовой линии подводится к машинной башне посредством гибкого кабеля, обшитого кожей. Длина кабеля 200 *м*. Кабель в зависимости от того, куда движется башня, свивается или навивается на барабан, который помещен в задней части машинной башни. К контрбашне ток подводится от машинной башни по кабелю, подвешенному к специальному поддерживающему канату.

Рис. 180.

В случае возникновения опасности во всех важнейших пунктах установлены кнопки для остановки башенного экскаватора. При нажатии кнопок выключается главный выключатель и моментально останавливаются все моторы. Невыключенным остается только освещение. Кроме того имеется телефонная установка, связывающая помещение машинистов, машинные помещения обеих башен и помещение машинистов со стоянкой сигнальщика.

Освещение — прожекторное. На каждой башне имеется два 3 000-ваттных прожектора. Общая установленная мощность одного башенного экскаватора 1 330 HP. Однако *следует заметить, что ни один мотор не работает непрерывно.*

После такого общего описания особенностей наиболее совершенного германского башенного экскаватора перейдем к описанию организации работ четырех таких агрегатов на руднике Виктория III.

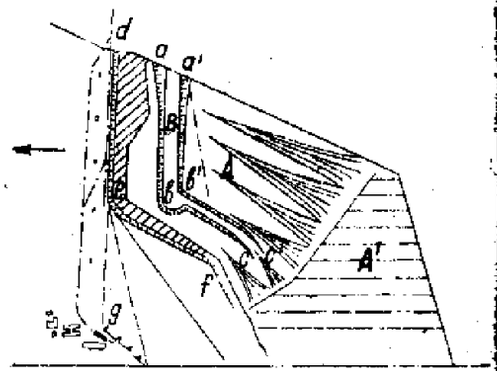


Рис. 181.

На рис. 181 изображен план разработок этого рудника в момент установки башенных экскаваторов. Буквами *A* и *A'* обозначены старые отвалы; буквою *B* — новые отвалы, которые были образованы башенными экскаваторами и по которым передвигаются контрбашни; заштрихованная площадь представляет собой вскрытую площадь угля, а незаштрихованная — свободное выработанное пространство.

Откосы отвалов *B* обозначены двойными линиями *abc* и *a'b'c'*, откос вскрышного забоя *def*. Направление продвигания забоя показывает стрелка.

Как видно из плана, в момент установки башенных экскаваторов фронт забоев представлял собой ломаную линию. Такое положение создавало ненормальные условия для работы экскаваторов и откатки. Поэтому по плану к 1933 г. фронт работ должен быть выпрямлен по линии *deg*, для чего забой в южной своей части в течение 1931 и 1932 гг. должен разрабатываться веером по лучам *1*, *2*, *3* с поворотным пунктом в точке *e*.

Когда производили пуск башенных экскаваторов, их контрбашни были установлены в северной части поля на почве угольного пласта. С помощью боковых поворотных транспортеров *d* (рис. 177) контрбашни должны были совершенно независимо друг от друга подготовить для себя пути на коротких

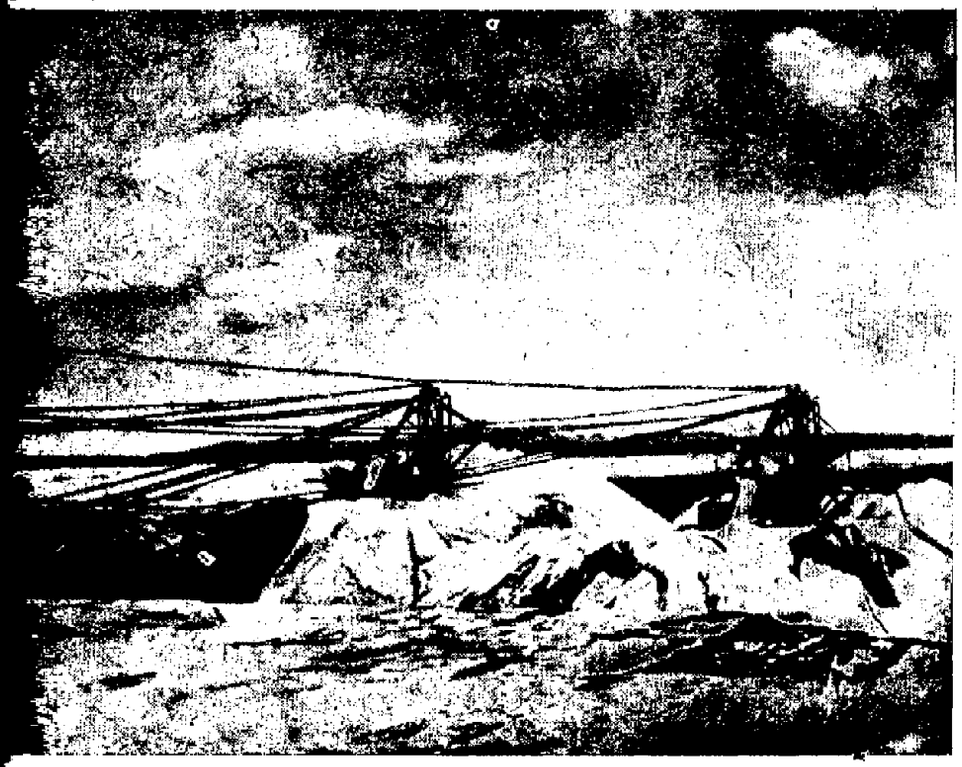


Рис. 182.

насыпях высотой до 24 *м*. На этой высоте дороги обеих контрбашен соединились. Отсюда отвал к югу был продолжен с понижением до 12-метровой высоты. На рис. 182 дана фотография положения контрбашен во время работы по образованию насыпи при еще несоединившемся пути. На рис. 183 дороги уже соединены, и экскаваторы продолжают образование отвала и расширяют его, постепенно уменьшая высоту его.

Для правильной и бесперебойной добычи запроектирована ширина площади в 60 *м* подготовленного к добыче угля (рис. 184, фиг. *1*). В соответствии с этим необходимо производить и вскрышу полосами шириной в 60 *м*. Вообще говоря, *для эксплоатации башенных экскаваторов не имеет значения, через какие промежутки его будут осаживать.* В опи-

сываемом случае выбрано наибольшее расстояние передвижки в 20 *м*. Этот размер определен из тех соображений, что на одной части поля имеется болото, которое делает необходимой насыпку дороги для машинной башни. Чтобы подготовить для добычи полосу угля шириной в 60 *м*, необходимо вскрыть 3 полосы (*a*, *b*, *c*) по 20 *м* (рис. 184, фиг. 2).

Когда фронт работ в 1933 г. будет выпрямлен, совместная работа четырех башенных экскаваторов по проекту должна быть организована следующим образом. Весь фронт работ должен быть разделен на два участка: *ABCD* и *EFGH* (рис. 185). Попеременно на одном из этих

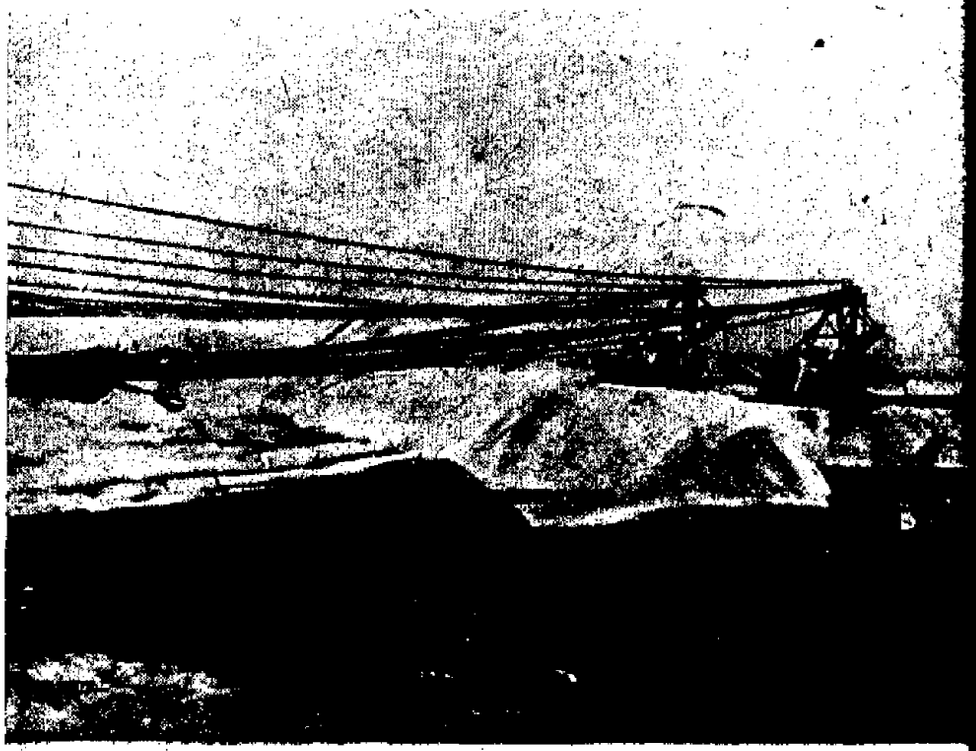


Рис. 183.

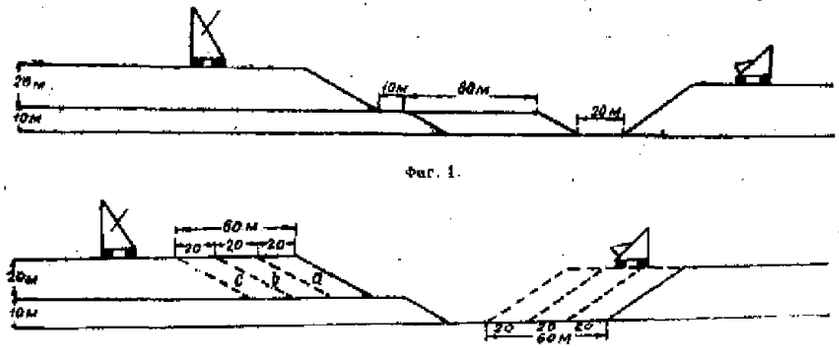
участков должны работать по вскрыше 3 башенных экскаватора, а на другом — один башенный экскаватор по добыче угля. В то время как башенные экскаваторы 2, *3* и *4* (рис. 185, фиг. *1*) вскрывают участок *EFGH*, башенный экскаватор *1* добывает уголь на участке *ABCD*. К началу добычи угля на участке *EFGH* (фиг. *1*) откос вскрышных пород имеет перелом, а откос угольного пласта *ab* прямолинеен по всему фронту работ. Когда вскрыша на участке *EFGH* будет закончена, вскрышной откос по всему фронту будет выпрямлен, а забой угля получит перелом (фиг. 2). С этого момента башенный экскаватор *4* приступает к добыче угля на участке *IKLM*, а башенные экскаваторы 2 и *3* переходят на участок *NOPQ* и совместно с экскаватором *1* начинают производить на нем вскрышу. При таком порядке оба крайние башенные экскаваторы (*1* и *4*) попеременно

работают то на добыче, то на вскрыше, а два средние агрегата (*2* и *3*) работают постоянно на вскрыше на том или другом участке.

Можно было бы организовать работу четырех башенных экскаваторов, разделив все поле на 4 участка. Однако такая организация для данного месторождения признана менее рациональной по следующим причинам.

1. Переменная мощность наносов и пласта угля сделали бы затруднительным согласование во времени и пространстве работу на всех 4 участках.

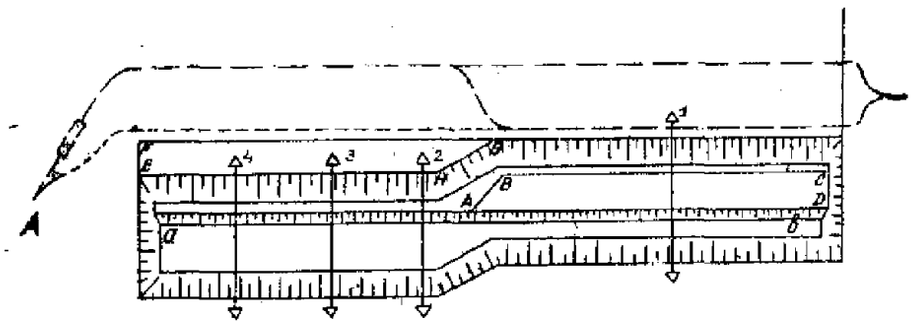
2. При разбивке фронта на 4 участка возникли бы затруднения с переноской путей для откатки угля.



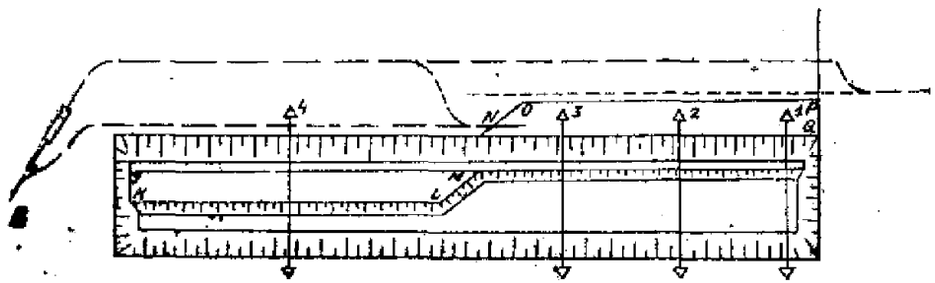
Фиг. 1.

Фиг. 2.

Рис. 184.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 185.

При принятой и описанной выше организации работ всегда обеспечивается круговая откатка поездов, загруженных углем, и переноска путей будет производиться сразу на 60 *м*.

§ 65. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БАШЕННЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Теоретическая часовая производительность q $м^3$ башенного экскаватора равна произведению емкости W $м^3$ черпака на число n циклов в час, т. е.

$$q = nW \ м^3 \text{ в разрыхленном состоянии.} \qquad (73)$$

Теоретическая сменная производительность Q' $м^3$ при продолжительности смены T часов выразится формулой:

$$Q' = nWT \ м^3 \text{ в разрыхленном состоянии.} \qquad (74)$$

Число циклов в час n зависит от продолжительности одного цикла. Если обозначим продолжительность одного цикла через t секунд, то

$$n = \frac{60 \cdot 60}{t}. \qquad (75)$$

Подставляя значение n в формулу (74), получим

$$Q' = \frac{3\,600 \cdot T}{t} W \ м^3 \text{ в разрыхленном состоянии.} \qquad (76)$$

Эффективная сменная производительность всегда меньше теоретической и может быть выражена формулой:

$$Q_{эф/см} = \frac{3\,600 \cdot T}{tk_1} \eta W \cdot k \ м^3 \text{ в разрыхленном состоянии,} \qquad (77)$$

где: k — коэфициент наполнения черпака,
k_1 — коэфициент, характеризующий степень добываемости породы,
η — коэфициент использования экскаватора во времени.

Приведенные формулы дают производительность в $м^3$ породы в разрыхленном состоянии. Если же требуется получить производительность, выраженную в $м^3$ породы в плотном теле (целике), необходимо правую часть формул разделить на коэфициент разрыхления пород k_2. Тогда

$$Q_{эф/см} = \frac{3\,600 \cdot T\eta}{tk_1k_2} W \cdot k \ м^3 \text{ в плотном теле} \qquad (78)$$

Продолжительность одного цикла (t сек.) зависит от продолжительности отдельных элементарных движений, которые должен совершать черпак экскаватора за время одного полного оборота и которые перечислены на стр. 39.

Продолжительность же таких движений, как подъем, опускание несущих канатов и перемещение черпака по ним, зависит от высоты подъема и расстояния, на которое должен перемещаться черпак. Обозначим через:

v — скорость движения нагруженного черпака в *м*/сек.,
v_1 — скорость движения порожнего черпака в *м*/сек.,
v_2 — скорость подъема несущих канатов в *м*/сек.,
v_3 — скорость опускания несущих канатов в *м*/сек.,
t_1 — время, потребное на наполнение разрыхленной породой 1 $м^3$ емкости черпака в сек.,
t_2 — время, потребное на высыпание 1 $м^3$ разрыхленной породы из черпака в сек.,

t_3 — время, необходимое на маневры при начале черпания и высыпания, в сек.,
l — длину пути перемещения черпака по несущим канатам в *м*,
h — высоту подъема несущих канатов в *м*.

Тогда продолжительность одного цикла может быть выражена формулой:

$$t = \frac{l}{v} + \frac{l}{v_1} + \frac{h}{v_2} + \frac{h}{v_3} + Wt_1k_1 + Wt_2k_1 + t_3. \qquad (79)$$

Обыкновенно $v = v_1$, и $v_2 = v_3$, а поэтому формула для t может принять следующий вид:

$$t = \frac{2l}{v} + \frac{2h}{v_2} + Wt_1k_1 + Wt_2k_1 + t_3 \text{ сек.} \qquad (80)$$

Написанный вид формулы справедлив, когда все движение производится последовательно одно за другим. Если же конструкция башенного экскаватора позволяет осуществить перемещение порожнего черпака одновременно с его опусканием и подъем наполненного черепка с его перемещением к месту разгрузки, в формулу (80) должен быть введен коэфициент одновременности α. Тогда:

$$t = \alpha\left(\frac{2l}{v} + \frac{2h}{v_2}\right) + W\left(t_1 + t_2\right)k_1 + t_3 \text{ сек.} \qquad (81)$$

Подставляя найденное значение t в формулу (77), получим:

$$Q_{эф/см} = \frac{3\,600 \cdot T\eta \, Wk}{\left[\alpha\left(\frac{2l}{v} + \frac{2h}{v_2}\right) + W\left(t_1 + t_2\right)k_1 + t_3\right]k_2} \ м^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (82)$$

Высота подъема черпака h над уровнем подошвы разрабатываемого карьера представляет собой сумму двух величин: 1) глубины черпания, считая от уровня дневной поверхности до подошвы карьера h_1, и 2) высоты подъема над уровнем дневной поверхности h_2.

Максимальная глубина черпания h_1 для башенного экскаватора зависит от длины пролета L между башнями и, при опускании канатов при помощи балансира, — от длины L^1 балансира.

Чем больше пролет между башнями и чем длиннее балансир, тем больше глубина черпания.

На рис. 186 изображены схемы трех башенных экскаваторов с разными пролетами между башнями и разной длиной балансиров L^1. Из этих схем видно, что при соответствующей длине балансира может быть достигнута:

максимальная глубина черпания	25 *м*	при пролете	200 *м*
„	„	„	50 *м*	„	„	325 *м*
„	„	„	70 *м*	„	„	450 *м*

При управлении несущими канатами при помощи полиспаста, максимальная глубина черпания, кроме длины пролета, зависит и от величины выдачи канатов полиспаста и провисания каната. *Провисание каната не должно быть больше стрелы прогиба каната, при которой канат начинает задевать за борта карьера.*

Высота h_2 подъема черпака над уровнем поверхности земли в месте наибольшего провисания несущих канатов зависит от высоты башен, а так-

же от высоты и местоположения помещающихся на борту карьера сооружений, например бункера, над которыми должен проезжать черпак. Эта величина определяется по чертежу.

Длина l перемещения черпака по несущим канатам зависит от организации работ, а поэтому должна определяться по чертежу. Наибольшую длину пути черпака при ближайшем расположении места черпания к машинной башне и при транспортировке породы к контрбашне можно принять равной 80% от длины пролета, т. е.

$$l = 0{,}8\ L\ м, \qquad (83)$$

где L—величина расстояния между башнями.

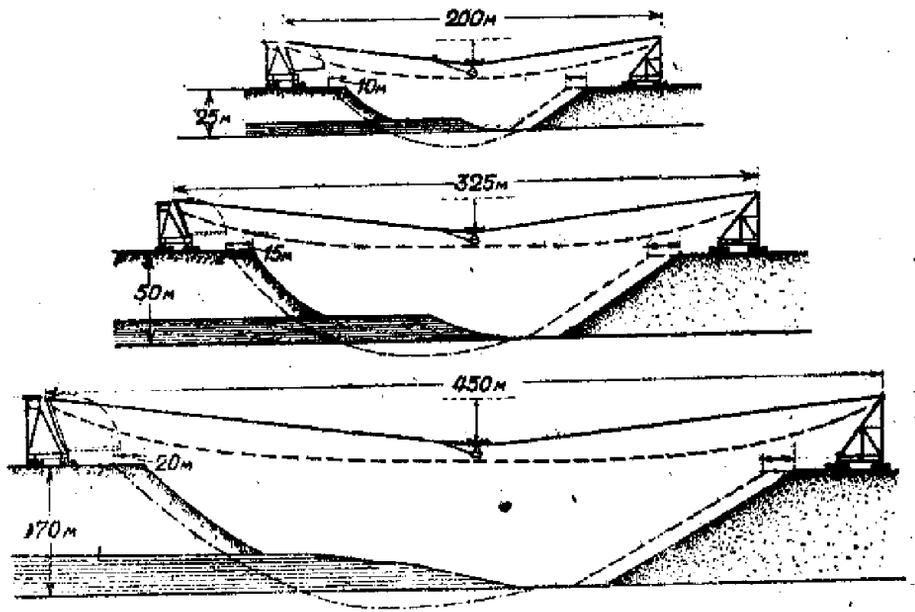


Рис. 186.

Скорость подъема и опускания v черпака обычно колеблется от 0,12 до 1 *м* в сек.

Скорость перемещения v_g черпака по несущим канатам зависит от длины пути перемещения и колеблется для разных конструкций экскаваторов от 4 до 8 *м* в сек.

Коэфициент одновременности движений α колеблется от 1 до 0,5. Первая цифра относится к тем случаям, когда все движения производятся последовательно, т. е. нет одновременности движений. Во всех же случаях, когда имеется одновременность движений, $\alpha < 1$.

Время наполнения 1 м³ черпака ($t_1 k_1$) и время высыпания 1 м³ породы ($t_2 k_1$) должны быть определены на основании наблюдений над работой башенных экскаваторов в породах, аналогичных проектируемым и работающих вообще в аналогичных условиях.

В случае надобности в формуле (82) член $W(t + t_2)k_1$ может быть выражен в зависимости от скоростей черпания и высыпания и от длины путей черпания и высыпания, на протяжении которых черпак заполняется породой

и опоражнивается. Преобразование формулы в этом случае сделать легко, памятуя, что время продолжительности операции равно в данном случае частному от деления длины пути на скорость движения.

§ 66. ПРОИЗВОДСТВО ВСКРЫШИ ДРЭГЛЯЙНОМ

При производстве вскрышных работ драглайн обыкновенно устанавливается на дневной поверхности и перемещается вдоль борта карьера (рис. 187). Выемку же породы этот снаряд производит *ниже того уровня, на котором стоит.* Радиус выемки и разгрузки этого снаряда зависит от длины стрелы и угла наклона ее к горизонту. Чем длиннее стрела, тем при

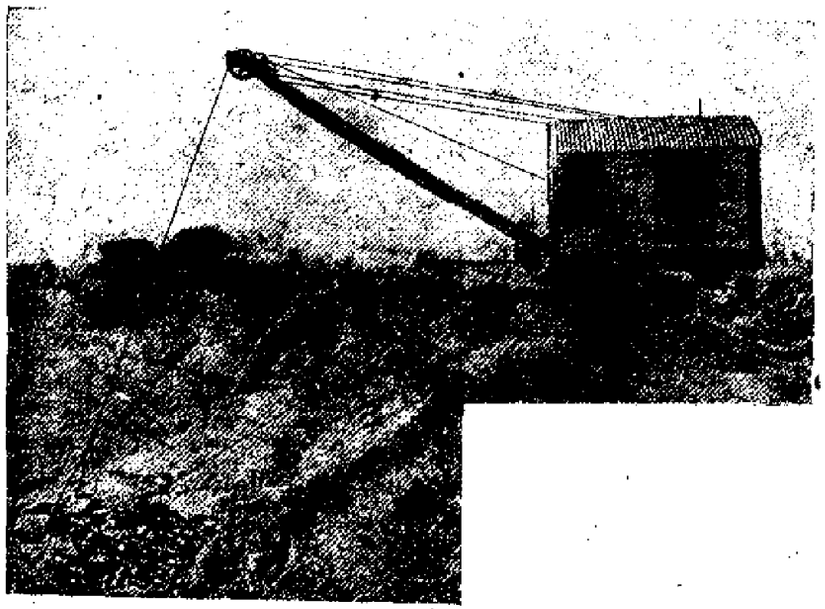


Рис. 187.

одном и том же угле наклона ее (например 45°) радиус действия снаряда больше. При одной и той же стреле радиус действия снаряда тем больше, чем угол наклона стрелы меньше. Однако очень малый угол наклона стрелы неудобен для работы, а поэтому его обыкновенно не делают меньше 20°.

Разгрузку добытой породы при вскрышных работах драглайн может производить:

1) *В отвал на борту карьера* (рис. 188). Этот способ может быть применен только в том случае, если место, на которое сваливается порода, в дальнейшем не будет разрабатываться. Если же это место подлежит разработке, то свалку породы на борт рекомендовать нельзя, так как при дальнейшей работе потребуется вторичное перелопачивание уже раз добытой породы, что удорожит производство работ. В этом случае лучше применять один из следующих методов.

2) *В вагонетки*, которые откатываются по путям, проложенным на уровне стояния экскаватора. Для осуществления откатки, по мере подвигания работ, необходимо производить укладку и переноску откаточных путей, содержать

определенное количество локомотивов и значительный вагонный парк. Кроме того, следует заметить, что разгрузка ковша в вагонетки малой емкости затруднена, так как не легко поместить точно над вагонеткой качающийся на канате ковш. Эта работа требует большого навыка от машиниста и

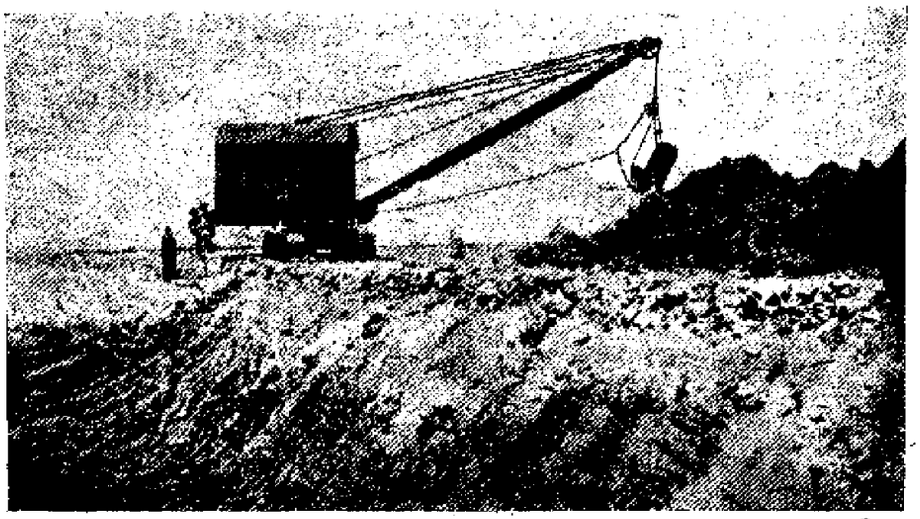


Рис. 188.

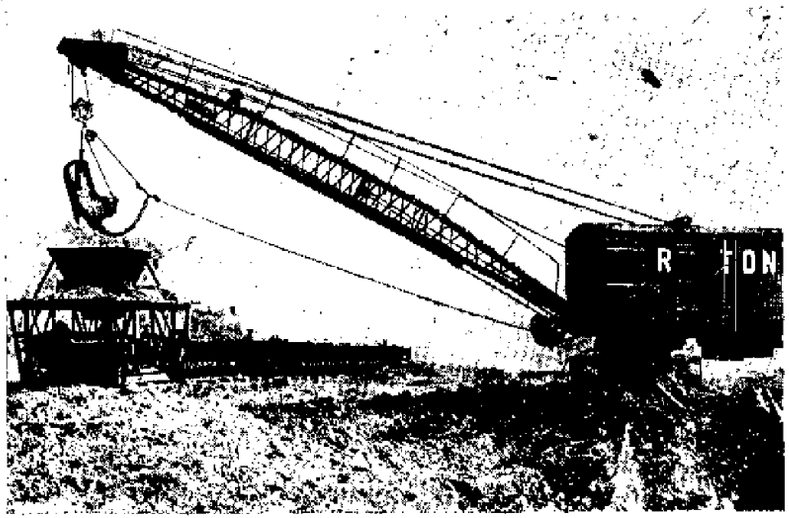


Рис. 189.

обыкновенно представляет собой сравнительно медленную операцию. Поэтому для облегчения и ускорения этой операции добытую породу из ковша высыпают в специальный подвижной бункер F (рис. 189), из которого порода поступает в подкатываемые под него вагонетки.

3) *В выработанное пространство.* При этом методе все расходы, связанные с откаткой породы, отпадают, и стоимость работ получается наименьшей. Поэтому,

где только представляется возможным, следует применять метод свалки породы в выработанное пространство.

Схема установки драглайна для вскрышных работ представлена на рис. 190. Драглайн A стоит на борту карьера и разрабатывает заходку B сзади себя, направление передвижения драглайна показано стрелкой a; добытую породу ссыпают в выработанное пространство в отвал C. На рисунке добыча на вскрытой площади полезного ископаемого производится механической лопатой.

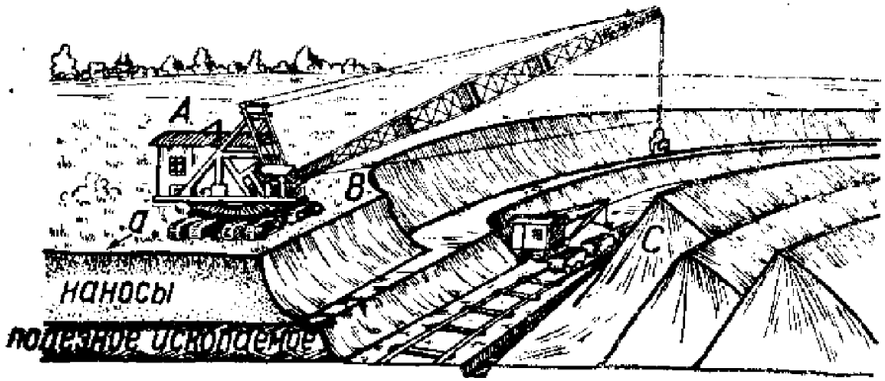


Рис. 190.

После снятия пустых пород с первой заходки драглайн передвигается на некоторое расстояние и начинает таким же образом разработку второй заходки и т. д.

§ 67. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧИХ РАЗМЕРОВ ДРЭГЛЯЙНА

Для того чтобы иметь возможность производить ссыпку породы в выработанное пространство, необходимо подобрать драглайн с соответствующими рабочими размерами: *радиус копания, радиус разгрузки* и *высота разгрузки*.

Определение этих размеров можно произвести:

1) графически, т. е. вычерчиванием в масштабе схемы работ, и 2) аналитическим методом.

Для вывода формул, которыми следует пользоваться при аналитическом методе, обозначим (рис. 191):

мощность наносов . . . . . h *м*
мощность пласта полезного ископаемого . . . . . d *м*
угол откоса полезного ископаемого в целике . . . . . $\alpha°$
угол естественного откоса пустой породы в отвале . . . . . $\beta°$
угол откоса пустой породы в целике . . . . . $\gamma°$
ширину площади вскрытого полезного ископаемого, необходимую для бесперебойной работы по очистке добычи . . . . . a *м*

ширину свободного выработанного пространства от нижней кромки очистного забоя до подошвы отвала . . . . . b м
расстояние от верхнего борта вскрышного забоя до наружной грани ходового устройства драглайна . . . . . e м
габаритную ширину экскаватора . . . . . c м
коэфициент разрыхления породы . . . . . k_3
ширину одной заходки . . . . . S м
расстояние от оси экскаватора до вершины отвала . . . . . l м
высоту отвала . . . . . H м

На рисунке драглайн, производящий вскрышку, обозначен буквою A; экскаватор, производящий выемку полезного ископаемого — B, а отвал — D и D_1. Отвал представляет собой ряд наложенных друг на друга призм.

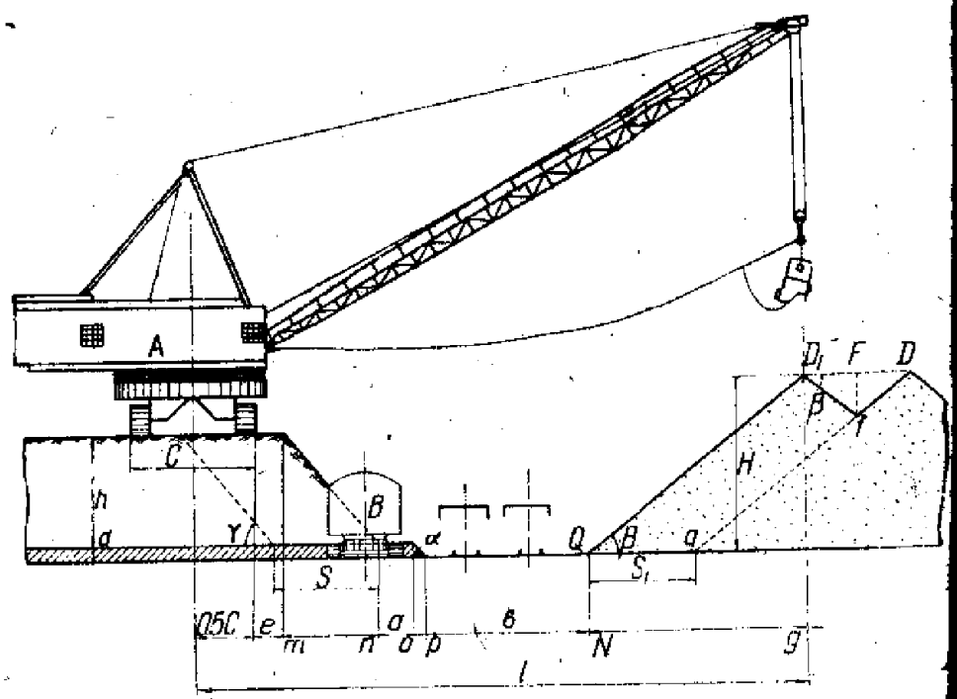


Рис. 191.

Каждая призма образуется при разработке соответствующей ширины заходки S полосы вскрышного забоя вдоль всего фронта работ. После же разработки первой полосы для разработки второй полосы драглайн должен быть осажен. При этом вершина нового отвала не может совпадать с вершиной ранее насыпанного отвала, и между ними получается незасыпанным некоторое пространство DfD_1.

После этого разъяснения приступим к выводу формулы, связывающей перечисленные выше величины.

Расстояние от оси экскаватора до вершины отвала:

$$l = 0{,}5\,c + e + mn + a + op + b + Ng\ м. \qquad (83)$$

Величина mn представляет собой величину заложения откоса вскрышного забоя, которая может быть выражена через известные нам величины: h и γ:

$$mn = h\,\mathrm{cotg}\,\gamma. \qquad (84)$$

Точно так же величина заложения откоса забоя полезного ископаемого

$$op = d\,\mathrm{cotg}\,\alpha \qquad (85)$$

Величина заложения откоса отвала

$$Ng = H\,\mathrm{cotg}\,\beta. \qquad (86)$$

Подставим найденные нами выражения в формулу (83). Тогда:

$$l = 0{,}5\,c + e + h\,\mathrm{cotg}\,\gamma + a + d\,\mathrm{cotg}\,\alpha + b + H\,\mathrm{cotg}\,\beta\ м. \qquad (87)$$

В этом выражении из условий разработки нам должны быть известны следующие величины:

a — из условий, необходимых для бесперебойной добычи полезного ископаемого,
b — из условий производства очистной добычи и водоотлива,
h — как элемент, характеризующий залегание пустых пород, перекрывающих полезное ископаемое,
d — как элемент залегания разрабатываемого пласта полезного ископаемого,
α — из свойств самого полезного ископаемого,
β — из свойств разрабатываемых пустых пород, когда они находятся в разрыхленном состоянии,
γ — из свойств разрабатываемых пустых пород, когда они находятся в целике,
e — из условий установки драглайна и определяется по соображению.

Величина c представляет собой конструктивный размер драглайна, и у разных марок драглайна она различна. Однако у экскаваторов с одной и той же емкостью ковша колебания этого размера незначительны. Необходимая же емкость ковша должна быть определена раньше по заданной производительности. Поэтому величина c может быть взята из каталога.

Таким образом в формуле (87) остается неизвестной нам величина H.

С одного метра длины заходки драглайн возьмет объем породы $v = hS$ куб. м. Вся эта порода, но уже в разрыхленном состоянии, должна быть помещена в отвал в объем призмы, у которой длина также равна одному метру, а площадь сечения:

$$D_1fQq = k_3hS\,м^2. \qquad (88)$$

Это условие дает нам возможность определить значение высоты отвала H. Для этого выведем формулу, связывающую H с другими известными нам величинами.

Площадь основания призмы:

$$D_1fQq = \text{площ. } QDD_1q - \text{площ. } D_1fD \qquad (89)$$

Площадь

$$QDD_1q = S_1H, \qquad (90)$$

а площадь

$$D_1fD = \frac{DD_1F_1}{2} \qquad (91)$$

Основание DD_1 равнобедренного треугольника D_1fD равно S_1, угол при основании равен β, а потому высота

$$Ff = 0{,}5\, S_1 \operatorname{tg}\beta, \qquad (92)$$

а площадь

$$D_1fD = \frac{S_1\, 0{,}5\, S_1 \operatorname{tg}\beta}{2} = 0{,}25\, S_1^2 \operatorname{tg}\beta. \qquad (93)$$

Подставляя найденные значения площадей из формул (90 и 93) в выражение (89), получаем:

$$D_1fQq = S_1H - 0{,}25\, S_1^2 \operatorname{tg}\beta. \qquad (94)$$

Подставляя значение площади D_1fQq в выражение (88), имеем:

$$k_2\, hS = S_1H - 0{,}25\, S_1^2 \operatorname{tg}\beta \qquad (88)$$

Отсюда высота отвала:

$$H = \frac{k_2\, hS + 0{,}25\, S_1^2 \operatorname{tg}\beta}{S_1} м. \qquad (94)$$

Для того чтобы все время оставались свободными от отвала величины a и b, необходимо, чтобы $S = S_1$.

Тогда, подставляя в выражение (94) вместо S_1 равную ей величину S, будем иметь:

$$H = k_2h + 0{,}25\, S \operatorname{tg}\beta \; м. \qquad (95)$$

В это выражение входит величина S, которая должна быть определена из плана работ, сначала хоти бы ориентировочно. Таким образом в выражение (95) входят все известные нам величины, которые и определяют величину H.

Подставляя из выражения (95) значение величины H в формулу (87), найдем общую формулу для определения необходимого радиуса разгрузки дрэгляйна.

$$l = 0{,}5\, c + e + h \operatorname{cotg}\gamma + a + d \operatorname{cotg}\alpha + b + (k_2h + 0{,}25\, S \operatorname{tg}\beta) \operatorname{cotg}\beta, \qquad (96)$$

или после преобразования:

$$l = 0{,}5\, c + e + h \operatorname{cotg}\gamma + a + d \operatorname{cotg}\alpha + b + k_2h \operatorname{cotg}\beta + 0{,}25\, S \; м. \qquad (97)$$

Пример 1. Предполагается разрабатывать карьер с мощностью наносов $h = 4$ *м*, при мощности пласта полезного ископаемого $d = 0{,}6$ *м*. Снятие наносов проектируется дрэгляйном со свалкой пустой породы в выработанное пространство. Требуется подобрать марку экскаватора с емкостью черпака около 3 $м^3$ при условии $\alpha = 90°$, $\beta = 35°$, $\gamma = 45°$, $k_2 = 1{,}25$, $a = 1$ *м*, $b = 5$ *м*, $S = 7$ *м*, $e = 2$ *м*.

По каталогу у экскаваторов с емкостью черпака около 3 $м^3$ фирмы Марион приблизительно $c = 5$ *м*.

Пользуясь формулой (97), находим

$$l = 0{,}5 \cdot 5 + 2 + 4 \operatorname{cotg} 45° + 1 + 0{,}6 \operatorname{cotg} 90° + 5 + 1{,}25 \cdot 4 \operatorname{cotg} 35° + 0{,}25 \cdot 7 = 2{,}5 + 2 + 4 + 1 + 5 + 1{,}25 \cdot 4 \cdot 1{,}43 + 1{,}75 = 24{,}4 \; м.$$

Этому условию удовлетворяет дрэгляйн фирмы Марион модель 125 имеющий при угле наклона стрелы 30° радиус разгрузки 24,38 *м*.

Пример 2. При условиях первого примера определить максимальную высоту вскрышного забоя, при которой дрэгляйн фирмы Марион модель № 490 с емкостью ковша 1,5 $м^3$ может производить разработку со свалкой пустой породы в выработанное пространство при угле наклона стрелы в 20°.

По каталогу максимальный радиус разгрузки дрэгляйна этой модели при угле наклона стрелы 30° равен 14,71 *м*.

По каталогу расстояние от оси вращения экскаватора до пяты стрелы (радиус пяты стрелы) равен 1,55 *м*, а длина стрелы 15,24 *м*. На основании этих фирмовых данных находим, что радиус разгрузки экскаватора при 20° будет равен (рис. 192):

$$E = 15{,}24 \cdot \cos 20° + 1{,}55 = 15{,}24 \cdot 0{,}940 + 1{,}55 = 15{,}87 \; м.$$

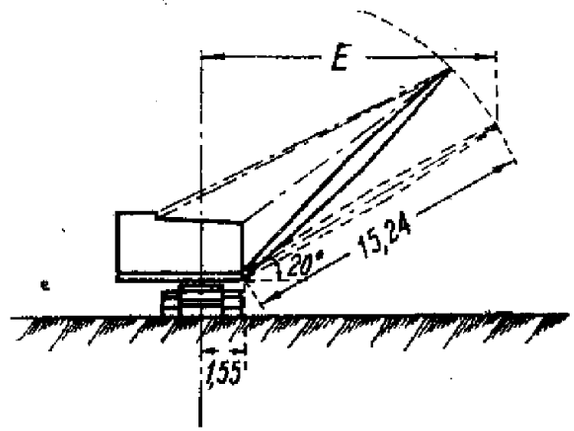


Рис. 192.

Подставляем это значение в формулу (97):

$$15{,}87 = 0{,}5 \cdot 3{,}58 + 2 + h \operatorname{cotg} 45° + 1 + 0{,}6 \operatorname{cotg} 90° + 5 + 1{,}25\, h \operatorname{cotg} 35° + 0{,}25 \cdot 7.$$

Из полученного выражения находим, что

$$h = \frac{15{,}87 - 11{,}54}{\operatorname{cotg} 45° + 1{,}25 \operatorname{cotg} 35°} = \frac{4{,}33}{1{,}787} = 2{,}42 \; м.$$

§ 68. ПРОИЗВОДСТВО ВСКРЫШИ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЛОПАТОЙ

В противоположность дрэгляйну механическая лопата благодаря особенностям своей конструкции при производстве работ устанавливается на почве разрабатываемого карьера (рис. 193) или уступа. Радиус копания и разгрузки ковша, а также высота копания у механической лопаты по своим размерам более ограничены, чем у дрэгляйна. Это обстоятельство уменьшает площадь действия лопаты. Однако *лопата является снарядом более мощным*, а потому *может разрабатывать более крепкие породы, чем дрэгляйн*.

Специальные типы механических лопат, так называемые *скальные механические лопаты* имеют очень прочную конструкцию, приспособленную для добычи в *слабых скальных породах* и для *работ по погрузке взорванных крепких скальных пород*.

Таким образом механическая лопата может: 1) *производить работу по отделению пород от массива и последующей погрузке добытой породы*. Однако такая работа может производиться, если породы не обладают крепостью, превышающей прочность конструкции и мощность снаряда; 2) *производить работу только по погрузке разрыхленной уже породы*. Такая работа обычно применяется при добыче крепких пород, требующих для своего разрыхления применения взрывных работ. В этом случае механическая лопата является в сущности *механическим грузчиком*.

Рассмотрим сначала первый случай, т. е. работу механических лопат по добыче рыхлых, мягких и ломких пород. В зависимости от высоты уступа механическая лопата может разрабатывать забой: 1) *в один уступ*,

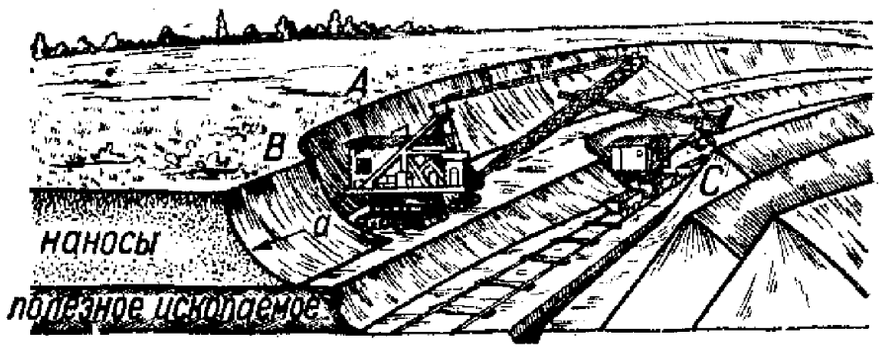


Рис. 193.

когда высота забоя незначительно превышает максимальную высоту копания, и 2) в несколько уступов, когда высота забоя, подлежащего выработке значительно больше максимальной высоты копания.

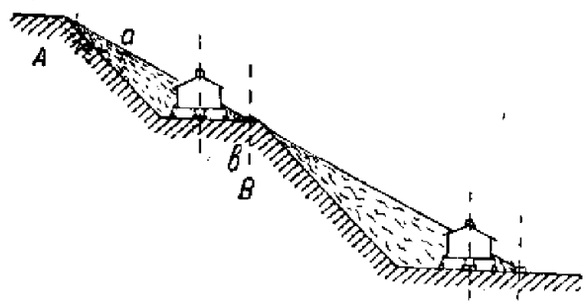


Рис. 194.

В последнем случае весь забой разделяется на несколько уступов, высота которых соответствует свойствам разрабатываемой породы и выбранной модели экскаватора. Каждый уступ разрабатывается самостоятельно установленными на них снарядами.

На рис. 194 на верхнем уступе разрабатывается забой *A*, причем за счет снятия породы *a* уширяется верхняя площадка *b* нижнего уступа *B*. За счет уширения площадки *b* экскаватор, стоящий на подошве нижнего уступа, может производить снятие пород на втором уступе *B*. Чтобы экска-

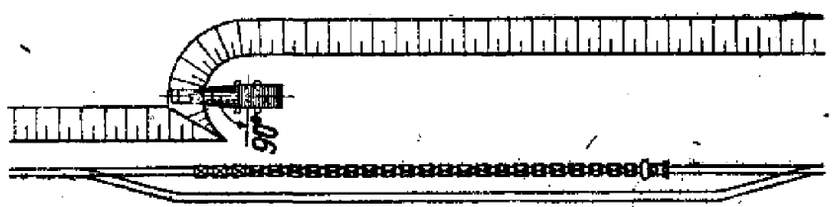


Рис. 195.

ваторы на обоих уступах могли работать все время бесперебойно и в то же время площадка *b* имела достаточную ширину для укладки на ней откаточных путей, необходимо подобрать экскаваторы с производительностью соответствующей высоте разрабатываемых ими уступов. Так, если верхний уступ имеет меньшую высоту, чем нижний, то и экскаватор, работающий на верхнем уступе, должен иметь меньшую производительность, а следовательно и меньший объем ковша.

Установка механической лопаты может быть произведена так, что она может черпать породу *впереди себя* (рис. 195) или *только сбоку* (рис. 196). В первом случае для разгрузки снаряду обыкновенно приходится поворачиваться в среднем на угол около 90°, а во втором случае — на 180°. Кроме того, в первом случае объем породы, вынимаемый снарядом с одной стоянки, больше

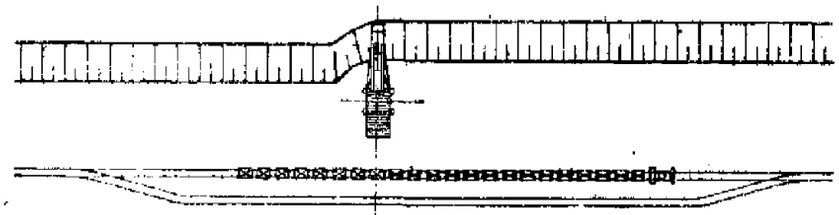
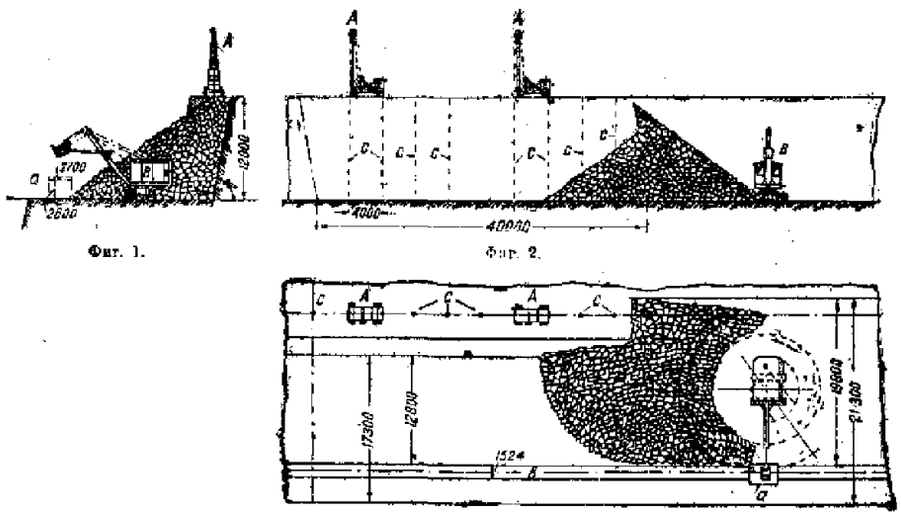


Рис. 196.



Фиг. 1. Фиг. 2. Фиг. 3

Рис. 197.

так как он может взять породу на полный радиус копания и впереди себя и сбоку. При этом число передвижек снаряда уменьшается и производительность его увеличивается.

Поэтому работы механической лопаты обыкновенно организуются по первой схеме.

Разгрузку добытой породы при производстве вскрышных работ механическая лопата может производить:

1) *Непосредственно в вагонетку или через подвижной бункер.*
2) *В отвал в выработанное пространством.*

Схемы расположения откаточных путей аналогичны изображенным на рис. 195 и 196.

Выше указывалось, что механическая лопата скального типа применяется в забое как механический грузчик для погрузки взорванной породы в откаточные сосуды. В этом случае производство работ снарядом ничем не отличается от работы по добыче породы с погрузкой ее в вагонетки, здесь только вместо плотной массы перед лопатой лежит куча разрыхленного материала.

На рис. 197 в трех проекциях (фиг. *1*, *2* и *3*) показана схема установки механической лопаты для погрузки взорванной породы. Буквой *A* обозначены станки для бурения глубоких скважин, при помощи которых производятся взрывные работы; буквой *B* — экскаватор, *a* — вагонетки, *b* — откаточный путь и буквой *c* — буровые скважины. Установка экскаватора и работа его ясны из рисунков.

При разработке плотных пород взрывными работами отделение кусков от целика (бурение и взрывные работы) и погрузка их представляют две самостоятельные отдельные операции, которые производятся разными снарядами (буровые станки и экскаваторы).

Это заставляет при организации работ учесть следующие обстоятельства:

1. *Откаточные пути должны быть расположены на таком расстоянии, чтобы взрываемая порода, ложась в кучу под углом естественного откоса, не могла их засыпать.* Для определения этого расстояния необходимо учесть увеличение объема от разрыхления породы (первоначальный коэфициент разрыхления) и угол естественного откоса, под которым может расположиться разрыхленная порода в куче.

2. *Во время производства взрыва экскаватор или должен быть отведен в безопасное место*, если место взрыва находится в близком расстоянии от места погрузки, или взрывные работы должны производиться со значительным опережением погрузочных работ. В первом случае погрузка производится с перерывами и следовательно производительность экскаватора уменьшается, а во втором случае между местом погрузки и местом взрыва лежит большое количество взорванной породы, которая омертвляет капитал на весь срок ее разработки.

В практике применяются оба метода, но для выбора наиболее рационального в каждом случае следует сделать экономические подсчеты.

3. При взрывных работах методом глубоких взрывных скважин почти всегда получается некоторый процент больших глыб, которые перед погрузкой требуют *вторичного взрывания.* Вторичное взрывание задерживает работу экскаватора. Это обстоятельство следует учесть при расчете производительности лопаты. Так как большой масштаб вторичного взрывания значительно повышает стоимость как буро-взрывных, так и погрузочных работ, то *следует обратить серьезное внимание на рациональную постановку взрывных работ, чтобы обеспечить получение наименьшего процента крупных кусков.*

4. Взрывные работы должны быть организованы так, чтобы подошва забоя, по которой должен передвигаться экскаватор, а впоследствии укладываться и откаточные пути, получалась ровной. Неправильно организованные в этом отношении взрывные работы дадут неровную почву, на выравнивание которой потребуется много времени, что неизбежно вызывает простои в производстве погрузки и откатки.

§ 69. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧИХ РАЗМЕРОВ МЕХАНИЧЕСКОЙ ЛОПАТЫ ПРИ РАБОТЕ С ЗАВАЛКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Для того чтобы иметь возможность работать с завалкой выработанного пространства, необходимо подобрать модель снаряда с радиусом отгрузки, который соответствовал бы условиям разработки.

Метод вывода формулы для определения радиуса отгрузки тот же, что и для дрэгляйна (§ 67). Однако в формулу должны быть внесены некоторые изменения, связанные с переносом места установки экскаватора с верхней площадки уступа на нижнюю. Благодаря этому в формуле (97) отпадают следующие, связанные с вскрышным забоем члены e и $h \operatorname{ctg} \gamma$, и формула приобретает вид (рис. 198):

$$l = 0{,}5\ c + a + d \operatorname{ctg} \alpha + b + k_2 h \operatorname{ctg} \beta + 0{,}25\ S\ м. \qquad (89)$$

С другой стороны, в отличие от дрэгляйна, для механической лопаты приобретает большое значение высота образуемого ею отвала породы.

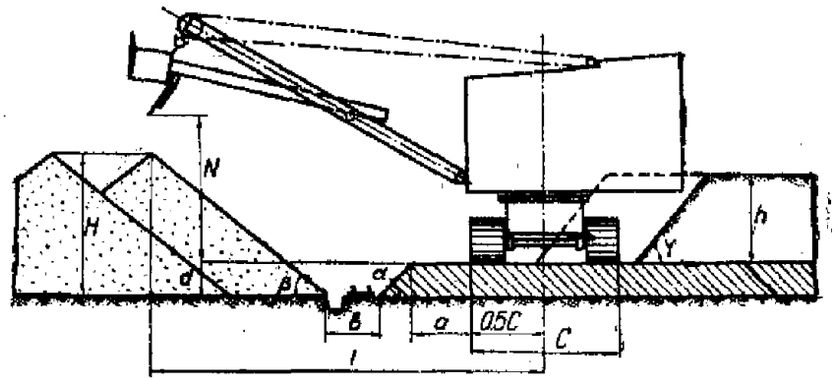


Рис. 198.

В самом деле, лопата образует отвал стоя внизу, т. е. на кровле полезного ископаемого, а поэтому необходимо, чтобы высота отвала не была больше высоты разгрузки N снаряда при максимальном радиусе разгрузки M. Это обстоятельство для дрэгляйна не имеет значения, так как при установке его на вскрышном забое и благодаря выемке полезного ископаемого всегда имеется запас высоты для помещения добытой пустой породы в выработанное пространство.

Определим зависимость между высотой разгрузки механической лопаты и высотой образуемого ею отвала. Для этого воспользуемся выведенной раньше формулой (95):

$$H = k_2 h + 0{,}25\ S \operatorname{tg} \beta. \qquad (95)$$

С другой стороны (рис. 198) $H = N + d$, а поэтому можем написать:

$$N + d = k_2 h + 0{,}25\ S \operatorname{tg} \beta, \qquad (99)$$

откуда:

$$N = k_2 h + 0{,}25 S \operatorname{tg} \beta - d\ м. \qquad (100)$$

В обеих выведенных формулах (99 и 100) максимальное значение S может быть определено из конструктивных особенностей применяемой модели механической лопаты. Обычно величина S заключается в пределах от 6 *м* до 12 *м*.

Пример 1. Предполагается разрабатывать карьер с мощностью наносов в 5 *м*, при мощности пласта полезного ископаемого в 2 *м*. Снятие наносов предполагается механической лопатой со свалкой пустой породы в выработанное пространство. Требуется подобрать модель экскаватора с емкостью черпака около 2 $м^3$ при условии $a = 70°$; $\beta = 35°$; $k_2 = 1{,}25$; $a = 4{,}0$ *м*; $b = 1{,}5$ *м*.

По каталогу Марион экскаватор с емкостью черпака около 2 $м^3$ имеет ширину гусеничного хода $c = 3{,}6$ *м*. Принимаем $S = 6{,}5$ *м*. Тогда

$$l = 0{,}5 \cdot 3{,}6 + 4{,}0 + 2 \cdot \operatorname{cotg} 70° + 1{,}5 + 1{,}25 \cdot 5 \operatorname{cotg} 35° + 0{,}25 \cdot 6{,}5 = 18{,}4 \text{ м}.$$

$$N = 1{,}25 \cdot 5 + 0{,}25 \cdot 6{,}5 \operatorname{cotg} 35° - 2 = 6{,}55 \text{ м}.$$

По каталогу Марион к данным условиям наиболее подходит модель 125, с емкостью черпака 1,91 $м^3$ и которая при угле наклона стрелы 45° имеет максимальный радиус разгрузки 18,13 *м* и высоту разгрузки при максимальном радиусе разгрузки — 13,23 *м*. Для того чтобы иметь возможность сваливать породу в выработанное пространство, необходимо уменьшить угол наклона стрелы; при этом, правда, уменьшается высота разгрузки, но взятая модель имеет высоту разгрузки большую, чем требуется.

Рис. 199.

§ 70. ПРОИЗВОДСТВО ВСКРЫШНЫХ РАБОТ МНОГОЧЕРПАКОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ.

При производстве вскрышных работ многочерпаковыми экскаваторами могут быть применены экскаваторы как с нижним (тифбаггер), так и с верхним черпанием (хохбаггер), описанные во II части курса „Горные выработки и горные работы" (стр. 75—95). У строящихся в настоящее время экскаваторов глубина и высота черпания колеблются в значительных пределах. Так, для экскаватора с емкостью черпаков 15 *л* глубина черпания достигает 4 *м*, у экскаваторов с большей емкостью черпаков доходит до 36 *м*; а высота черпания достигает 28 *м*.

При разработке очень мощных наносов приходится весь забой разделять, площадками на несколько уступов (траншей) и каждый уступ разрабатывать отдельным экскаватором.

В этом случае для разработки всех уступов могут быть применены:

1) или *только экскаваторы с нижним черпанием* (тифбаггеры) (рис. 199),

2) или *только экскаваторы с верхним черпанием* (хохбаггеры),

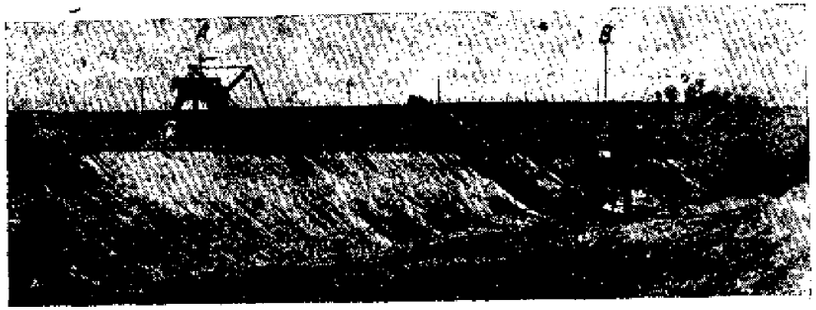
3) или *те и другие вместе* (рис. 200 фиг. *1* и *2*).

В первых двух случаях каждая площадка уступа является *рабочей площадкой*, так как на ней стоит экскаватор, а в случае надобности укладываются и откаточные пути. Ширина рабочей площадки определяется

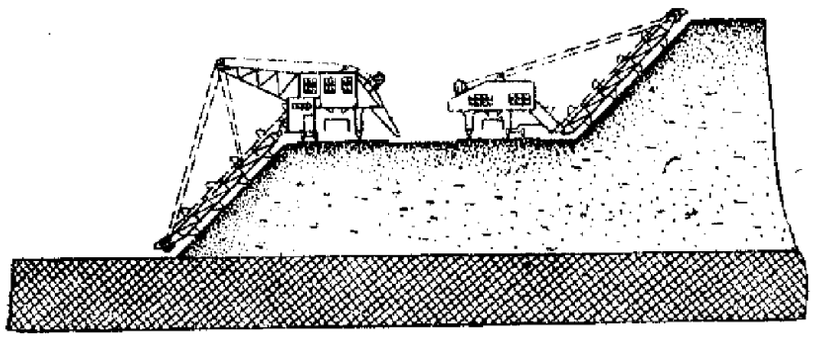
размерами устанавливаемого на ней оборудования: экскаваторного и транспортного, а также некоторым запасом на независимость работы отдельных забоев. Этот запас обычно берется на срок 10—15 дней.

При применении для разработки *одновременно на разных уступах* экскаваторов с верхним и нижним черпанием появляется между рабочими площадками промежуточная *нерабочая площадка C* (рис. 200, фиг. *1*). На нерабочей площадке никакого оборудования не устанавливается, а она имеет назначение:

1) создать большее опережение верхнего уступа против нижнего, что обеспечивает большую независимость разработки обоих уступов; в самом деле, при отсутствии нерабочей площадки *C* в случае остановки экскаватора *A* вынужден будет остановиться и экскаватор *B*;



Фиг. 1.



Фиг 2.

Рис. 200.

2) служить бермой, предохраняющей работы нижнего уступа от обвала верхнего уступа, а также от случайного падения с него кусков породы и разных предметов.

Таким образом, *чем шире нерабочая площадка, тем независимей работа обоих экскаваторов и тем безопаснее работа на нижнем уступе.*

Ширина нерабочей площадки обычно определяется запасом на независимость работы экскаваторов на срок 10—25 дней.

Экскаваторы с разным направлением черпания (хохбаггер и тифбаггер) могут быть установлены и на одной рабочей площадке, как изображено на рис. 200, фиг. 2. В этом случае с одной рабочей площадки разрабаты-

вается два забоя, а поэтому рабочая площадка носит название *двухзабойной рабочей площадки* в отличие от однозабойных площадок во всех вышеописанных схемах.

Вообще следует стремиться делать число уступов возможно меньшим, так как это уменьшает затраты на первоначальное оборудование: меньшее число экскаваторов, рельсовых путей и т. п., и удешевляет обслуживание.

Когда порода должна отвозиться в отвал в вагонах, предпочтение следует отдать экскаваторам с нижним черпанием, так как они не только добывают породу, но и поднимают ее, что удешевляет откатку.

Площадки, на которых должны устанавливаться экскаваторы, необходимо устраивать на надежном грунте, могущем выдержать весь экскаватор. Кроме того, должны быть приняты все меры к тому, чтобы предохранить площадку от наводнения под влиянием грунтовых или атмосферных вод.

Большие типы гусеничных экскаваторов оказывают давление на почву от 1,2 до 1,8 *кг/см*², а более мелкие до 0,7 *кг/см*². Поверхность площадки должна быть возможно *ровной*, так как подъемы сильно сказываются на производительности снарядов. Это положение особенно важно для экскаваторов на железнодорожном ходу.

При разработке забоя двумя уступами с применением тифбаггера и хохбаггера желательно первому давать большую высоту уступа, а второму — меньшую.

Для этого общую высоту забоя желательно разделить в отношении 2 : 1. Такое деление объясняется тем, что тифбаггер работает более производительно благодаря большему коэфициенту наполнения ковшей. Для увеличения коэфициента наполнения ковшей угол откоса забоя для тифбаггера желательно делать возможно более крутым — от 45° до 54°. При малых углах на площадке близ экскаваторного пути неизбежно образуется от падающих из ковшей комьев небольшой вал, вершина которого срезается и спихивается под откос специальным разровнивателем, установленным на желобе экскаватора. Эту сваленную под откос породу экскаватору приходится черпать вторично, что в результате и уменьшает производительность снаряда.

Экскаватор со свободной цепью может рационально применяться только в мягких породах, и при глубине черпания не более 15 *м*. Это объясняется тем, что:

1) вес свободно свисающей цепи полностью ложится на точки *F* и *O* (рис. 201), вследствие чего на этих местах получается большой износ;

2) значительный вес свободно свисающей цепи обусловливает большое напряжение самой цепи и создает возможность смятия ковшей;

3) цепь часто соскакивает;

4) естественный провес ковшевой цепи создает очень крутой угол откоса β в верхней части забоя, вследствие чего создается опасность обвала откоса и возможность сползания самого экскаватора.

После того как экскаваторы установлены на площадках, пройденных при производстве подготовительных работ, начинается нормальная работа по вскрыше.

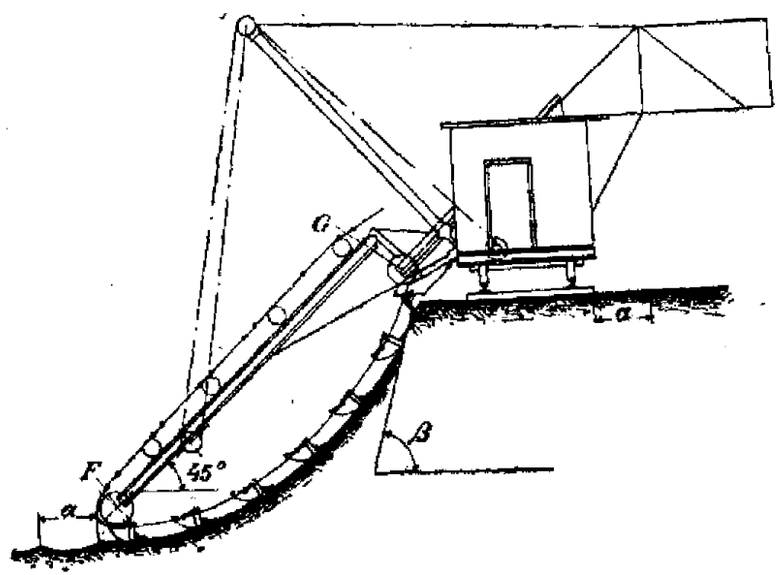


Рис. 201.

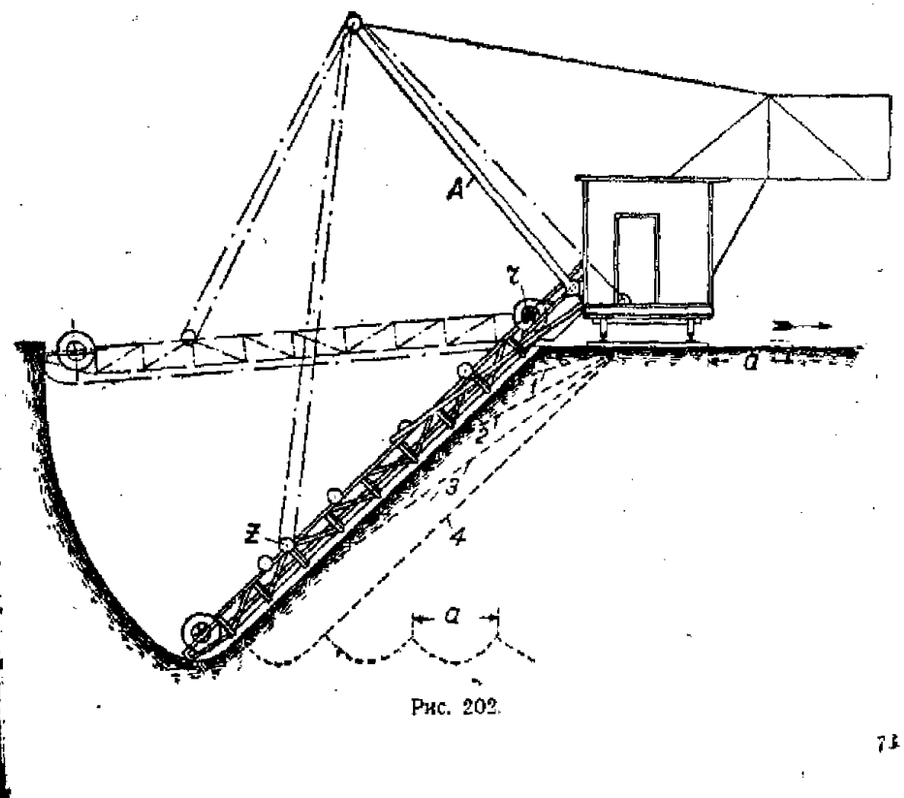


Рис. 202.

Работа экскаватором с нижним черпанием. Производство работ зависит от конструкции ковшевой рамы экскаватора. В этом отношении у экскаваторов типа тифбаггер различают:

1. Обыкновенную ковшевую раму (рис. 202), которая одним концом при помощи шарнира *r* прикрепляется к корпусу экскаватора, а другой конец рамы в точке *Z* подвешивается канатом к стреле *A*. Этот тип рамы может вращаться вокруг шарнира *r*, который остается неподвижным.

2. *Ковшевая рама, приспособленная для снятия забоя параллельными слоями* (рис. 203). Этот тип ковшевой рамы подвешивается к стреле канатами в двух точках *r* и *Z*. Канаты, идущие от шарниров *r* и *Z*, соединены вместе посредством каната *x*, который идет к лебедке. Благодаря этому при подъеме и опускании рамы получается равномерное перемещение канатов, а следовательно и параллельное перемещение самой рамы.

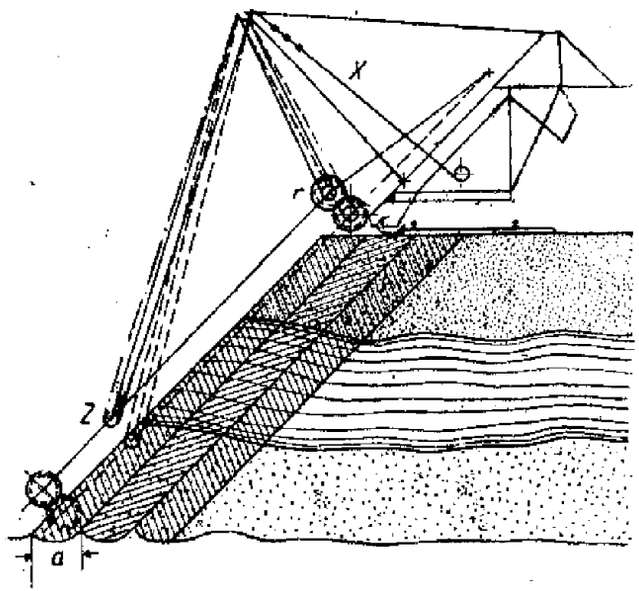


Рис. 203.

В зависимости от того, какой тип рамы применяется, меняется и процесс работы.

При применении обыкновенной рамы перед каждым более или менее значительным перемещением пути экскаватора на новое рабочее положение прежде всего необходимо приподнять раму в положение, показанное на рис. 202 пунктиром. С приподнятой таким образом рамой экскаватор переходит на новую рабочую позицию в расстоянии *a* от первого своего положения. После этого можно приступить к продолжению работы с постепенным опусканием ковшевой рамы при постоянном перемещении экскаватора вперед и назад вдоль забоя. При этом в начале работы захват породы ковшами происходит не на всей длине ковшевой рамы, а лишь в верхней части забоя (пунктирная линия). Лишь по мере опускания ковшевой рамы удлиняется и длина пути черпания, что ясно видно на рис. 202, на котором последовательные положения рамы показаны пунктирными линиями *1, 2, 3, 4*. Экскаватор с обыкновенной рамой может разрабатывать забой параллельными слоями только в том случае, если передвижка его путей будет производиться после каждого прохода экскаватора вдоль фронта забоя на толщину снятой стружки породы.

При применении рамы второго типа, благодаря параллельному перемещению рамы, ковши снимают породу параллельными полосами, как показано на рис. 203. Наклон ковшей рамы остается при этом всегда одинаковым. Рама может быть поднята и опущена лишь в определенных пределах, вследствие чего величина передвижки пути экскаватора *a* получается малой. Поэтому такой тип рамы требует частой переноски экскаваторных путей.

Если применяется цельная рама, то после каждой передвижки путей в почве забоя остаются выступы породы, расположенные друг от друга на расстоянии *a*, равном величине передвижки путей. Для получения ровной плоскости в подошве забоя или хорошей зачистки вскрываемого полезного ископаемого следует применять раму *с планирующим звеном A* (рис. 204). Планирующее звено укрепляется под таким углом к остальной части ковшевой рамы, чтобы оно было горизонтально при достижении желательной глубины разработки. Установка звена под необходимым углом у некоторых типов малых экскаваторов производится от руки, а у больших — при помощи каната, на котором подвешивается конец звена. Удлинение или укорачивание каната производится мотором, помещенным внутри машинного

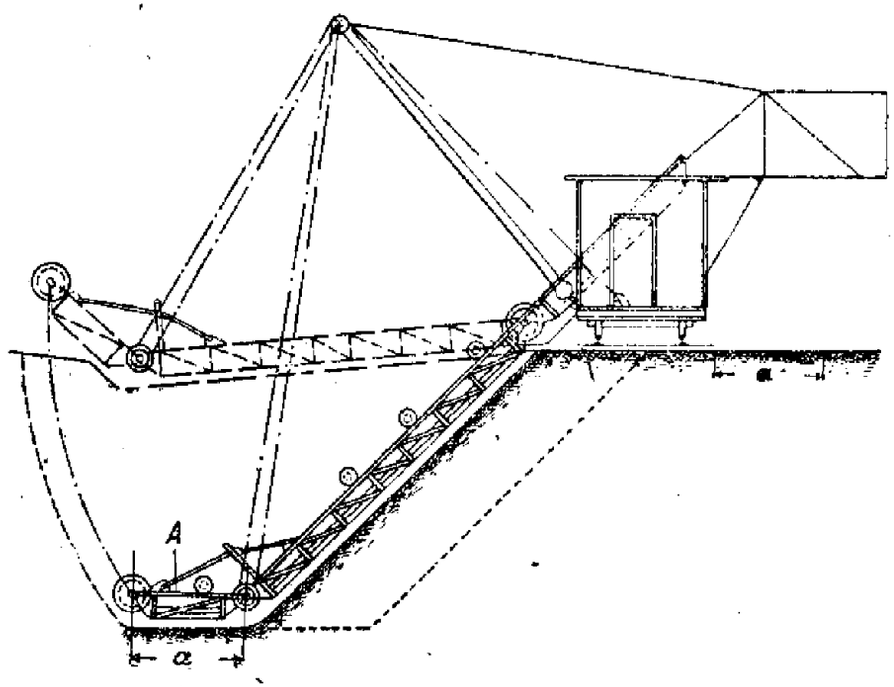


Рис. 204.

отделения экскаватора. Управление мотором производится машинистом из кабинки экскаватора. Планирующее звено может быть установлено и по прямой линии с остальной частью ковшевой рамы, от чего длина рамы увеличивается на длину планирующего звена.

Если экскаватор работает в наносах, мощность которых постепенно увеличивается, а работы организованы так, что сначала экскаватор снимает наносы малой мощности и постепенно переходит в зоны с большой мощностью или наоборот, то можно применить конструкцию ковшевой рамы *с добавочными вставными частями*. Наличие нескольких добавочных частей разной длины дает возможность располагать их в различных комбинациях и получать длину рамы, которая более соответствовала бы разрабатываемой мощности наносов.

На рис. 205, фиг. *1*, изображена схема экскаватора с тремя промежуточными частями *a, b* и *c* и стыком *d* в планирующей части. На фиг. *2, 3* и *4*

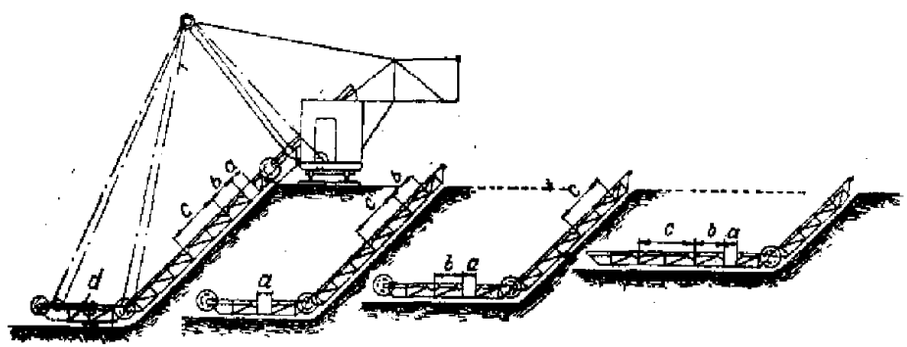
показаны некоторые возможные комбинации размещения добавочных частей. Вообще же число комбинаций с тремя частями различной длины может быть больше, чем изображено на рисунке. Так например в наклонную часть рамы могут быть вставлены части: или $a + b$, или $a + c$, или только b.

Само собой разумеется, что с удлинением ковшевой рамы необходимо удлинить и черпачную цепь. Эта работа осуществляется добавлением соответствующего количества звеньев цепи и ковшей.

Возможность такого приспособления длины ковшевой рамы к мощности разрабатываемого забоя позволяет применять один и тот же экскаватор в разных условиях разработки с наименьшим износом, а следовательно и с наименьшем ремонтом рамы, цепей и ковшей.

Работа экскаватором с верхним черпанием. Методы работы многочерпаковым экскаватором с верхним черпанием зависят от конструкции черпачной рамы. В этом отношении экскаваторы с верхним черпанием могут быть разделены на:

1) *Экскаваторы с планирующим звеном.*
2) *Экскаваторы без планирующего звена.*



Фиг. 1. Фиг. 2. Фиг. 3. Фиг. 4.

Рис. 205.

Черпачная рама с планирующим звеном имеет два шарнира r и z (рис. 206, фиг. *1*). Часть рамы A, заключенная между шарнирами, представляет собой планирующее звено, которое шарниром r присоединяется к экскаватору, а шарниром z — к остальной части рамы B. Планирующее звено может быть выпрямлено в одну линию с остальной частью рамы и может принимать любое наклонное положение вплоть до горизонтального. Разработка забоя может производиться двумя способами:

1) *с периодической передвижкой экскаватора* на длину планирующего звена или всей рамы и

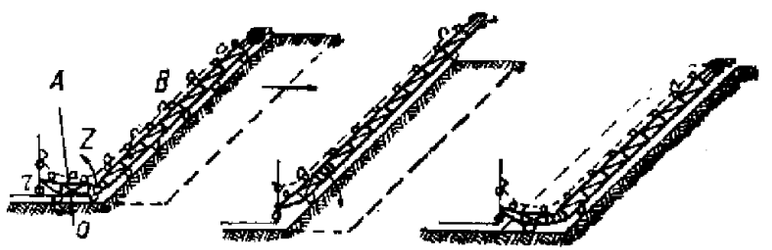
2) *с передвижной после каждого прохода экскаватора* вдоль забоя на расстояние, равное толщине стружки.

При работе по первому методу разработка забоя начинается с того, что экскаватор с планирующим звеном, выпрямленным в одну линию с остальной частью рамы при общем наклоне рамы, соответствующем углу откоса забоя, придвигается к забою, после чего, перемещаясь вдоль забоя, начинает снимать стружку породы (среднее положение—рис. 206, фиг. *1*). После первого прохода необходимо приблизить раму к забою; для этого сгибают раму в шарнире z, причем планирующее звено принимает несколько наклонное положение, а благодаря этому остальная часть рамы приближается

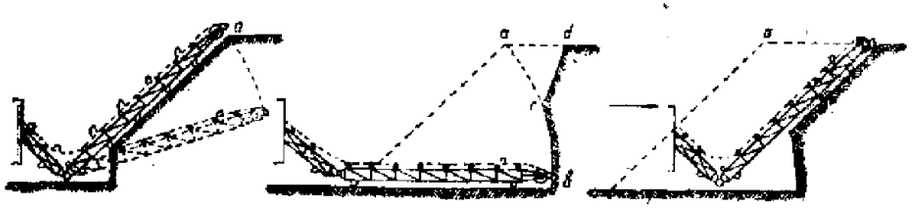
к забою. Увеличивая после каждого прохода наклон планирующего звена, производят таким образом работу до тех пор, пока планирующее звено не примет горизонтального положения и не подготовит площадки a для передвижки экскаватора. После этого поднимают канатами раму, планирующее звено выпрямляют в одну линию с ней, а экскаватор передвигают в новое положение ближе к забою, после чего работа начинается снова, как описано выше.

Таким образом, при таком методе работы передвижка производится на длину планирующего звена, длина которого обычно около 4 — 4,5 *м*.

При организации работ по второму методу, т. е. с автоматической передвижкой экскаваторных путей (эта работа описана в § 12) после каждого прохода экскаватора вдоль забоя, работа может производиться все



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 206.

время при горизонтальном положении планирующего звена, так как в этом случае, благодаря передвижке экскаватора, черпаки приближаются к забою.

Черпачная рама без планирующего звена имеет один шарнир (рис. 206, фиг. *2*), которым и прикрепляется к экскаватору. Работа этим экскаватором также может производиться по двум указанным выше способам.

При работе по первому методу, т. е. с периодической передвижкой, экскаватор без планирующего звена должен передвигаться почти на полную длину черпачной рамы. Работа в этом случае производится с постепенным опусканием черпачной рамы от верха забоя до уровня путей экскаватора. На рис. 206, фиг. *2*, изображено последовательное положение рамы экскаватора в разные моменты разработки забоя от одной передвижки до другой. Как ясно видно из рисунка, конец хобота экскаватора при переходе из наклонного положения (в начале разработки забоя) к горизонтальному (перед передвижкой экскаватора в направлении, перпендикулярном фронту работ) разрабатывает забой по дуге ab. При этом образуется нависшая часть acd (показана на рисунке пункти-

ром), которая может при слабых породах обрушиться и повредить раму. После того как экскаватор положил раму горизонтально и тем подготовил себе площадку для передвижки, следует придать раме ее первоначальное наклонное положение и передвинуть экскаватор в сторону забоя для дальнейшей разработки.

При таком экскаваторе и таком методе работы уменьшается число передвижек, так как каждая передвижка совершается на большое расстояние.

Однако, благодаря указанной выше опасности от обрушения верхней части забоя, описанный метод работы может быть применен только в невысоких забоях.

При работе по второму методу, т. е. с постоянной автоматической передвижкой, рама имеет постоянный наклон и работа производится так же, как описана работа по этому способу для экскаватора с планирующим звеном.

Толщина стружки, срезаемой многоковшевыми экскаваторами, в зависимости от степени добываемости породы, колеблется от 3 до 20 *см*.

Погрузка породы экскаватором может производиться:

1) *в вагоны* через:
   а) один или два люка,
   б) поворотный ленточный короткий транспортер;

2) *в отвал в выработанное пространство* через специальный транспортер, прикрепленный к экскаватору или установленный отдельно от него.

Когда погрузка производится в вагоны при наличии одного люка, получаются перерывы в работе экскаватора во время выезда из-под него нагруженного и въезда под него порожнего поезда. При двух люках и наличии двух рельсовых путей погрузку можно производить в разные поезда, стоящие на двух соседних параллельных линиях, что дает возможность избежать простоев экскаватора на ожидание нового порожнего состава.

Погрузку породы в вагоны можно производить двумя методами:

1) Вагоны стоят неподвижно, а экскаватор непрерывно движется вдоль поезда. При этом, для того чтобы экскаватор мог загрузить полностью все вагоны при одном проходе вдоль поезда, необходимо, чтобы емкость каждого вагона соответствовала производительности экскаватора за время прохода вдоль вагона. В противном случае требуются повторные проходы экскаватора вдоль поезда.

2) Вагоны по мере надобности протягиваются за экскаватором, следовательно при этом методе находятся в движении и поезд и экскаватор, а поэтому локомотив, производящий откатку вагонов, должен все время находиться при поезде. Кроме того, при таком методе погрузки необходима строгая согласованность поступательных движе ий экскаватора и поезда. Этого достигнуть трудно. А поэтому обычно работают по первому методу, при котором, иногда при сравнительно коротких расстояниях для откатки, число локомотивов может быть меньше числа составов, обслуживающих экскаватор.

Скорость движения экскаватора во время работы колеблется в пределах:

у гусеничных экскаваторов . . . от 4 до 8 *м* в минуту.
у железнодорожных . . . . . 6 „ 12 *м* „ „

Когда погрузка производится через транспортер, то производительность транспортера должна соответствовать производительности экскаватора. Для свалки породы в отвал длина транспортеров, присоединенных к экскаватору,

делается различной. Наибольшая длина такого транспортера в настоящее время достигает 75 *м*. При необходимости большей длины прибегают к установке отдельных сооружений, так называемых двухопорных мостовых транспортеров, описание которых будет сделано в следующей главе IX § 77.

Рельсовые неповоротные экскаваторы не могут производить удлинение пройденной подготовительной траншеи,

так как, имея хобот сбоку посредине длины своего корпуса и подойдя к тупику траншеи, они не могут повернуться, а потому не в состоянии разработать забой тупика.

Небольшое удлинение траншеи могут производить неповоротные гусеничные экскаваторы,

так как они имеют возможность при подходе к тупику несколько повернуться на своих гусеницах.

Поэтому

в случае применения неповоротных рельсовых экскаваторов при неправильной конфигурации разрабатываемого поля, требующего постепенного удлинения забоев, следует для разработки тупиков устанавливать добавочные одночерпаковые экскаваторы.

Гусеничные неповоротные экскаваторы такого добавочного оборудования требуют только при наличии необходимости значительных удлинений забоев.

В этом заключается одно из преимуществ гусеничных экскаваторов перед железнодорожными.

При необходимости в удлинении забоев, чего не могут производить неповоротные экскаваторы на железнодорожном ходу, следует ставить поворотные экскаваторы.

Этот тип экскаватора благодаря вращению башни вместе со всеми установленными на ней механизмами легко может разрабатывать тупиковые забои, а поэтому на выполнение этой работы добавочного оборудования не требуется.

Однако следует заметить, что сами поворотные экскаваторы благодаря сложности конструкции тяжелее и стоят дороже неповоротных. Это удорожание по данным разных германских фирм находится в пределах от 25 до 60%.

Большим преимуществом поворотных экскаваторов является то обстоятельство, что они с одной и той же площадки могут разрабатывать забой двойной высоты, работая с одной стороны своего пути как тифбаггер, а затем, повернувшись на 180°, разрабатывать забой как хохбаггер по другую сторону пути. Поворотность экскаватора дает ему возможность подготовить самому себе площадку, что имеет большое значение при работе

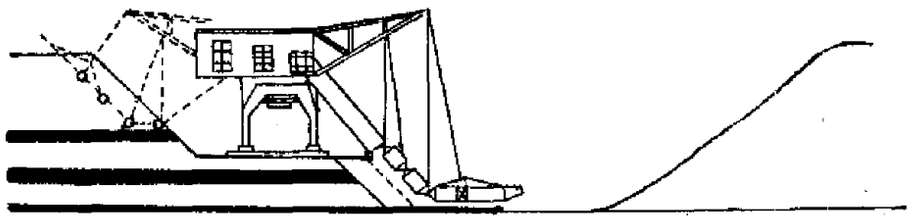


Рис. 207.

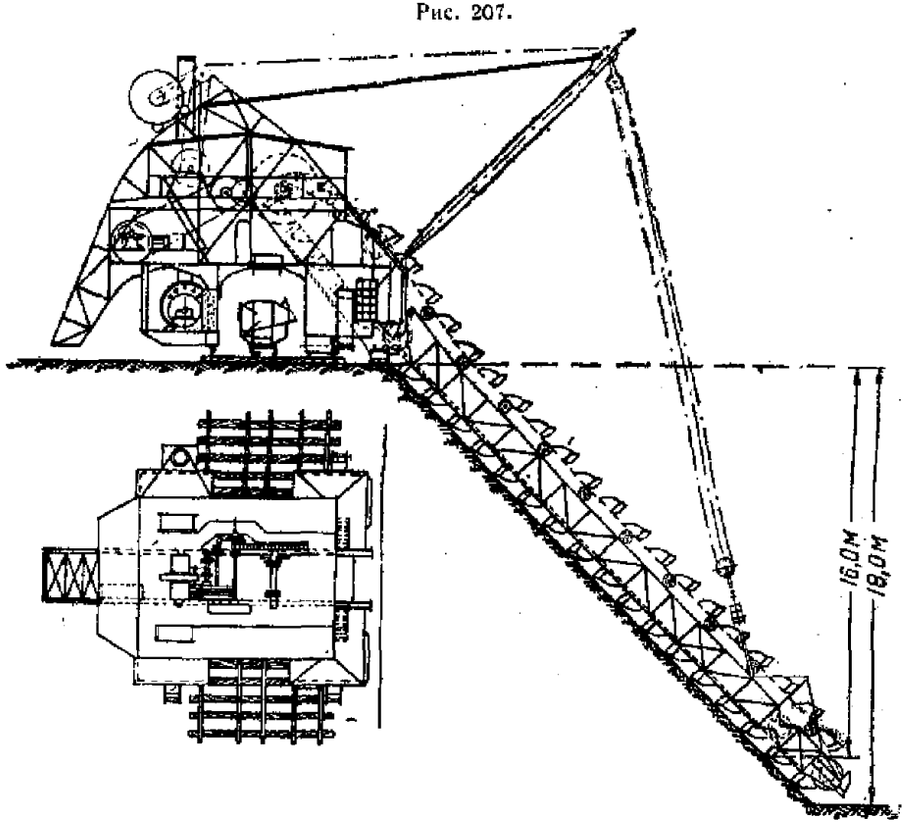


Рис. 208.

с неровной поверхности или при меняющейся мощности наносов. В последнем случае, устанавливая экскаватор на каком-то среднем горизонте (рис. 207), можно заставить его разрабатывать попеременно то нижний забой постоянной высоты, то верхний забой переменной высоты. При этом загрузка экскаватора получится более равномерная, чем двух экскаваторов, из которых каждый самостоятельно разрабатывает свой забой.

В самом деле, в тех местах, где высота верхнего уступа мала, поворотный экскаватор будет больше работать с нижним черпанием, а верхний забой будет разрабатывать только по мере надобности. При разработке же забоев неравномерной мощности двумя самостоятельными экскаваторами, экскаватор, работающий нижним черпанием, будет все время работать на полную нагрузку, а экскаватор, разрабатывающий верхний забой в местах с малой мощностью, или должен периодически останавливаться, чтобы подождать тифбаггер, или же уходить вперед на значительное расстояние, что осложняет откатку породы, а в случае свалки породы через транспортер

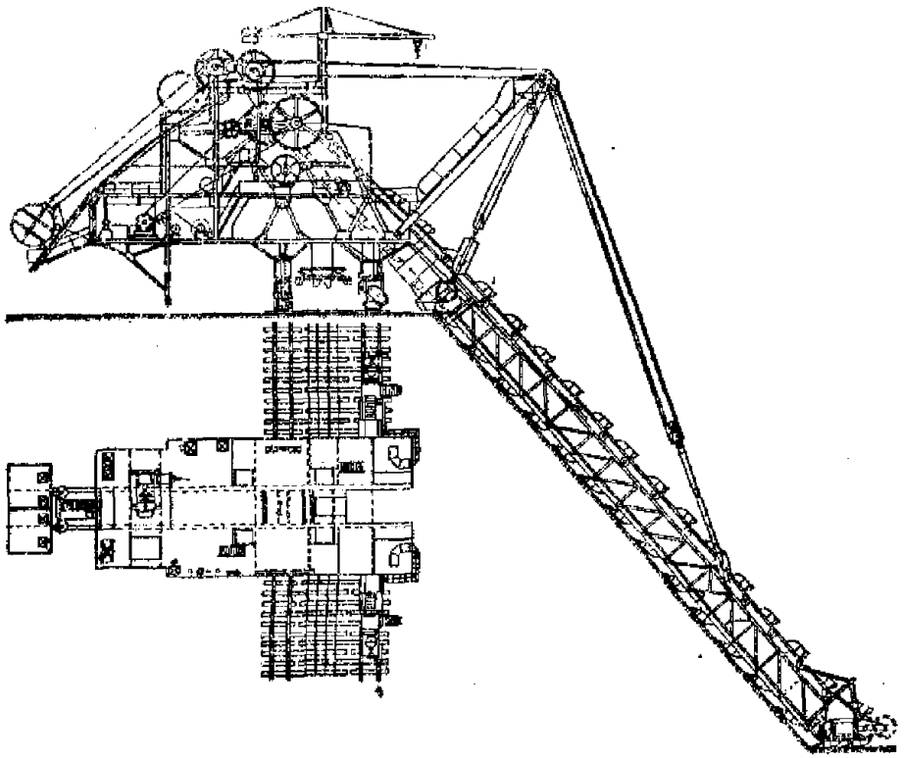


Рис. 209.

в выработанное пространство такой значительный уход вперед может сделать свалку невозможной из-за недостаточной длины транспортера.

Рельсовые пути для экскаваторов на железнодорожном ходу устраиваются различно. Конструкция пути зависит от мощности и конструкции экскаватора. Менее мощные экскаваторы движутся по 3 рельсам (рис. 208), а более мощные — по 4 рельсам (рис. 209).

Рельсы укладываются на деревянных шпалах с поперечными размерами 20 × 30 *см* и длиною от 3 до 8 *м*; расстояние между шпалами в зависимости от веса экскаватора меняется от 50 до 70 *см*. Вес погонного метра рельсов, рекомендуемых фирмой Любек — 48 *кг*. Обычно между экскаваторными рельсами на тех же шпалах укладываются и откаточные пути в одну или две колеи. В зависимости от общей ширины путей шпалы укладываются или одинаковой длины, как в обыкновенном железнодорожном пути (рис. 208),

или при широком пути разной длины (рис. 209) *вперевязку*, так чтобы все рельсы были прочно связаны между собой и все пути представляли собой одно целое. Применение металлических шпал находится в Германии еще в стадии опытов. В виду того, что рельсовый путь по мере подвигания забоя подвержен постоянным переносам, рельсы прикрепляются к шпалам при помощи подкладок с лапками, которые прикрепляются к шпалам болтами или шурупами. Соединение рельсов между собой производится с помощью накладок. В тех случаях, когда переноска рельсов производится перекладочной машиной (см. главу XII), соединительные накладки должны быть особого типа с выточкой в верхней своей части (рис. 210), для того чтобы ролики *a* перекладочной машины, охватывающие головку рельсов, могли свободно проходить стыки.

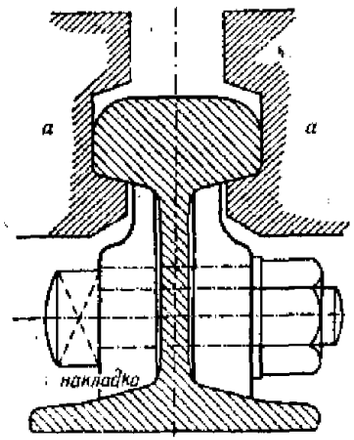


Рис. 210.

Производительность экскаватора в значительной степени зависит от правильной организации непрерывной подачи вагонов под нагрузку и своевременной их разгрузки. Поэтому

организация откатки и схема расположения путей должны быть тщательно продуманы.

§ 71. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДЛИНЫ ТРАНСПОРТЕРА ДЛЯ СВАЛКИ ПОРОДЫ В ВЫРАБОТАННОЕ ПРОСТРАНСТВО

При определении длины транспортера для свалки породы в выработанное пространство следует различать:

1) работу экскаватора типа хохбаггер и
2) „ „ „ тифбаггер.

Для вывода формул, определяющих длину транспортера, обозначим (рис 211 и 212):

1) мощность пустых пород, перекрывающих полезное ископаемое	h *м*
2) мощность полезного ископаемого	d *м*
3) габаритную ширину экскаватора	c *м*
4) ширину площади, которая необходима для производства очистных работ	a *м*
5) расстояние от подошвы забоя полезного ископаемого до подошвы отвала пустой породы	b *м*
6) глубину одной заходки	S *м*
7) высоту отвала	H *м*
8) угол откоса вскрышного забоя	λ°
9) угол откоса забоя полезного ископаемого	α°
10) угол откоса отвала пустой породы	β°
11) расстояние крайней грани экскаватора от верхней кромки откоса	e *м*
12) расстояние от оси экскаватора до вершины отвала	l *м*
13) превышение точки прикрепления транспортера к экскаватору над почвой, по которой перемещается экскаватор	m *м*
14) длину транспортера	l_1 *м*
15) угол наклона транспортера к горизонту	δ°
16) коэфициент разрыхления породы	k_2

Формулы для экскаватора с верхним черпанием (хохбаггер). На основании рассуждений, которые были сделаны для определения рабочих размеров механической лопаты, мы видим (рис. 211), что у многочерпакового экскаватора с верхним черпанием для возможности работы со свалкой породы в выработанное пространство должны быть следующие зависимости:

1) высота превышения конца транспортера над уровнем пути экскаватора

$$N = k_2 h + 0{,}25\, S \operatorname{tg} \beta - d \text{ м}; \tag{101}$$

2) расстояние от середины экскаватора до конца транспортера

$$l = 0{,}5c + a + d \operatorname{cotg} \alpha + b + k_2 h \operatorname{cotg} \beta + 0{,}25\, S \text{ м}. \tag{102}$$

Транспортер для выигрыша высоты загрузки может быть установлен с некоторым подъемом (угол δ). В этом случае длина l_1 транспортера может быть определена из треугольника ABD, в котором гипотенуза

$$AB = l_1 = \frac{l - 0{,}5c}{\cos \delta} \text{ м}. \tag{103}$$

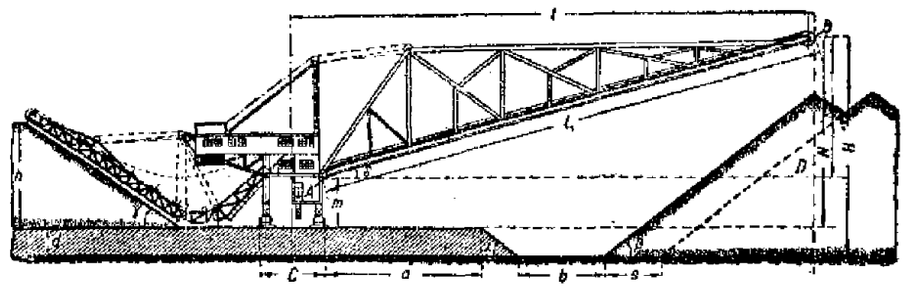


Рис. 211.

Высота превышения конца транспортера над местом прикрепления его к экскаватору:

$$BD = f = (l - 0{,}5c) \sin \delta \text{ м}. \tag{104}$$

Для того чтобы экскаватор мог работать со свалкой породы, необходимо, чтобы

$$N = f + m = (l - 0{,}5c) \sin \delta + m \text{ м}, \tag{105}$$

Из выражений (101) и (105) мы можем написать следующее равенство:

$$k_2 h + 0{,}25\, S \operatorname{tg} \beta - d = (l - 0{,}5c) \sin \delta + m,$$

откуда находим необходимую высоту прикрепления транспортера к экскаватору:

$$m = k_2 h + 0{,}25\, S \operatorname{tg} \beta - d - (l - 0{,}5c) \sin \delta. \tag{106}$$

Если полученная из выражения (106) высота прикрепления транспортера к экскаватору может быть конструктивно осуществлена, то экскаватор может работать со свалкой пустой породы в выработанное пространство. В противном случае должны быть применены другие способы транспортировки породы.

Следует заметить, что

угол подъема транспортера (δ) для успешной работы не должен превышать 22°,

так как при большом угле порода начинает скользить по ленте транспортера назад и работа транспортера не может быть нормальной.

Формулы для экскаватора с нижним черпанием (тифбаггер). На основании рассуждений, которые были сделаны при определении рабочих размеров драглайна, мы можем написать, что у многоковшового экскаватора с нижним черпанием, со свалкой породы в выработанное

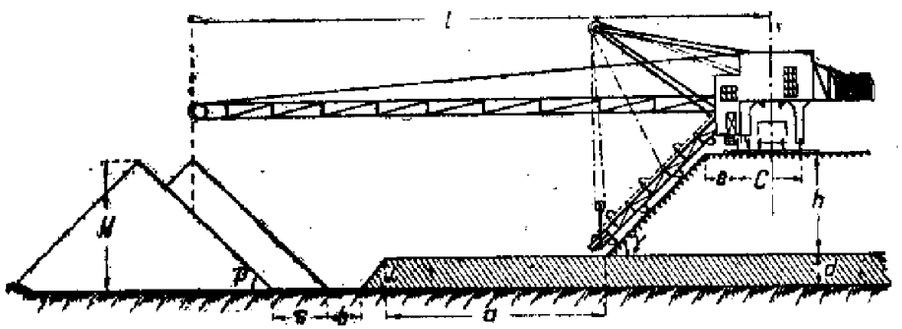


Рис. 212.

пространство (рис. 212), необходимо, чтобы расстояние от середины экскаватора до конца транспортера удовлетворяло следующим условиям:

$$l = 0{,}5c + e + h\operatorname{ctg}\gamma + a + d\operatorname{ctg}\alpha + b + k_2 h\operatorname{ctg}\beta + 0{,}25\ S\ м. \quad (107)$$

Остальные формулы аналогичны формулам для многочерпакового экскаватора с верхним черпанием.

§ 72. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Опишите установку скрепера для вскрышных работ.
2. Какие формы скрепера вы знаете и в каких породах их следует применять?
3. Какими добавочными устройствами можно увеличить площадь, разрабатываемую скрепером с одной установки?
4. Чем отличается работа скрепера в скреперной установке от работы его в башенном экскаваторе?
5. Опишите известные вам установки башенных экскаваторов.
6. Как можно организовать работу нескольких башенных экскаваторов при производстве ими вскрышных и добычных работ?
7. От чего зависит глубина черпания у башенных экскаваторов?
8. Опишите организацию вскрышных работ драглайнами.
9. Какие преимущества имеет драглайн перед механической лопатой при вскрышных работах?
10. Опишите организацию вскрышных работ механической лопатой при разработке мягких пород.
11. Начертите схемы расположения откаточных путей около механической лопаты.
12. Какие обстоятельства и меры предосторожности должны быть учтены при организации работы механической лопаты в породах, требующих применения взрывных работ?
13. Какие типы многочерпаковых экскаваторов могут быть применены для вскрышных работ?
14. Опишите организацию вскрышных работ многочерпаковыми экскаваторами.
15. При необходимости разрабатывать наносы большой мощности в два уступа тифбаггером и хохбаггером — в каком отношении следует разделять общую мощность наносов, и почему?
16. Какие преимущества и недостатки имеет поворотный экскаватор на железнодорожном ходу перед неповоротным рельсовым многочерпаковым экскаватором?
17. Какие преимущества имеет многочерпаковый экскаватор на гусеничном ходу против экскаватора на железнодорожном ходу?

§ 73. ЗАДАЧИ

1. Требуется определить, при какой глубине заходки (s) возможна работа драглайна фирмы Марион, модель 490, при емкости ковша 1,15 $м$, с завалкой выработанного пространства, если высота вскрышного забоя $h = 3{,}5$ $м$, мощность полезного ископаемого $d = 1{,}5$ $м$, угол откоса забоя полезного ископаемого $\alpha = 70°$, угол откоса вскрышного забоя $\gamma = 45°$, угол откоса отвала $\beta = 35°$, коэфициент разрыхления породы $k_2 = 1{,}20$, расстояние от борта вскрышного забоя до гусениц $e = 1{,}5$ $м$, ширина свободного выработанного пространства $b = 2$ $м$, ширина вскрытой полосы полезного ископаемого $a = 1{,}5$ $м$. По каталогу фирмы радиус разгрузки ковша при угле наклона стрелы 25° равен 18,13 $м$, а ширина хода между крайними гранями гусениц $c = 3{,}58$ $м$.

Ответ: 5,2 $м$.

2. Требуется определить максимальную высоту вскрышного забоя, при которой механическая лопата фирмы Марион, модель 490, с емкостью ковша 2,29 $м^3$, может работать с завалкой выработанного пространства, если $d = 1$ $м$, $\alpha = 90°$, $\beta = 35°$, $k_2 = 1{,}20$, $a = 2$ $м$, $b = 1$ $м$ и $S = 6$ $м$.

Модель 490 имеет: максимальный радиус разгрузки при угле наклона стрелы в 52° — 10,54 $м$, высоту разгрузки при максимальном радиусе разгрузки 4,88 $м$ и ширину хода между крайними гранями гусениц 3,58 $м$.

Ответ: При угле наклона стрелы 52° высота забоя должна быть не более 2,5 $м$.

ГЛАВА ДЕВЯТАЯ

РАБОТА НА ОТВАЛАХ

§ 74. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В предыдущих главах была рассмотрена механизация добычи пустых пород, перекрывающих полезное ископаемое. Однако успешность выполнения этой работы стоит в тесной связи с организацией удаления породы из-под добывающих снарядов и размещения ее в отвалах.

В виду того, что описанные выше добычные снаряды при небольшом расстоянии отвалов от места добычи породы не только производят добычу, но и транспортируют добытую породу в отвалы, образование отвалов частично было рассмотрено при описании организации работ скреперами и всеми видами экскаваторов. Там же были указаны и возможные пределы такой работы. Поэтому в настоящей главе рассмотрим только те механизмы, которые применяются для образования отвалов или самостоятельно или в помощь добычным снарядам. Здесь могут быть два случая.

1) Когда вынутая порода подвозится к отвалу в вагонах при помощи локомотивов (паровых, электрических или с двигателями внутреннего сгорания).

2) *Когда совершенно исключается транспортировка при помощи вагонов, а добытая порода при помощи специальных сооружений доставляется непосредственно в отвал.* Этот метод может быть применен, когда расстояние отвала от места добычи сравнительно невелико, но все же больше того расстояния, которое позволило бы транспортировку самими добычными снарядами.

Надо заметить, что в настоящее время вопрос о механизации отвальных работ находится еще в стадии своего развития, и поэтому все механизмы, которые будут описываться ниже, не дают еще вполне удовлетворительных и исчерпывающих результатов.

§ 75. РАБОТЫ НА ОТВАЛАХ ПРИ ПОДВОЗКЕ ПОРОДЫ В ВАГОНАХ

Ручные работы на отвалах. Самый простой способ образования отвалов при подвозке к ним породы в вагонах заключается исключительно в ручной работе.

Этот способ состоит в том, что рельсовые пути подводятся как можно ближе к борту отвала, порода выбрасывается на откос при помощи опрокидывания вагонеток; образуемые породой отвалы планируются, после чего рельсы опять передвигаются к борту отвала. Так как откос отвала в верхней части получается более крутой, чем в нижней, то порода имеет стремление к сдвигам в пределах *призмы обрушения* (рис. 213). Вследствие этого устойчивость таких отвалов очень мала, что не дает возможности посылать на отвалы тяжелые составы поездов и в то же время ограничивает высоту отвала в пределах 4—5 *м*. Ручная планировка отвалов дает сравнительно небольшую производительность, а вследствие этого для удовлетворения большой производительности добычных снарядов требуется задалживание на отвалах целой армии рабочих.

Кроме того, при ручной работе на отвалах, при разработке высоких забоев, большему числу груженых поездов приходится спускаться по прокладываемым с большим или меньшим трудом петлям откаточных путей на средние или нижние уступы отвала (рис. 214 и 215). Порожние составы, возвращаясь с отвала к экскаватору, должны итти на довольно значительный подъем. Благодаря этому локомотивы могут тянуть лишь небольшое число вагонов. Таким образом в результате применения ручного труда на отвалах получаются малые составы поездов, длинные и неудобные откаточные пути, значительный износ откаточного оборудования и многочисленный штат персонала, обслуживающего откатку.

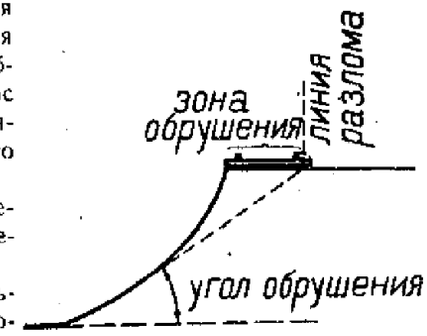


Рис. 213.

Для преодоления описанных затруднений в распоряжении горной техники имеются два различных способа:

1. Первый способ состоит в использовании вспомогательных средств для упрощения или совершенного исключения ручных работ по очистке и перемещению железнодорожных путей на самом отвале.

2. Второй способ состоит в отдалении места ссыпки подвозимой породы от края откоса на такое расстояние, чтобы ссыпка происходила на уплотненном грунте или же на нетронутом целике. И уже отсюда, не прибегая к железнодорожным путям и соответствующему подвижному составу, сбрасывать материал под откос отвала.

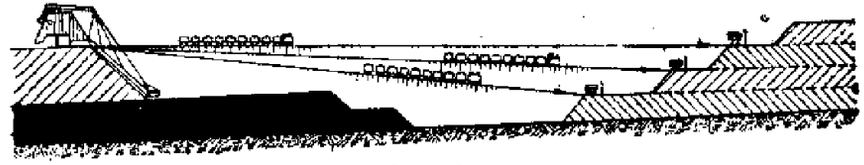


Рис. 214.

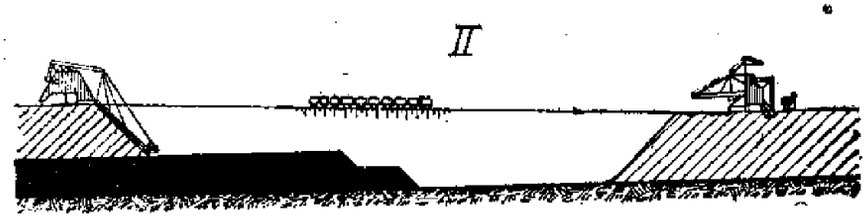


Рис. 215.

Для осуществления первого пути механизации отвальных работ применяются: *специальные плуги и специальные машины для перемещения рельсов* или наконец *машины, совмещающие в себе одновременно и плуг и перекладочную машину.*

Для осуществления второго пути применяются специальные *отвалообразователи* или, как их называют в Германии, *абзетцеры.*

Образование отвалов плугами. При применении плугов сбрасывание под откос вываленной из вагонов породы, а также очистка путей производится при помощи поднимающихся и опускающихся *плужных ле-*

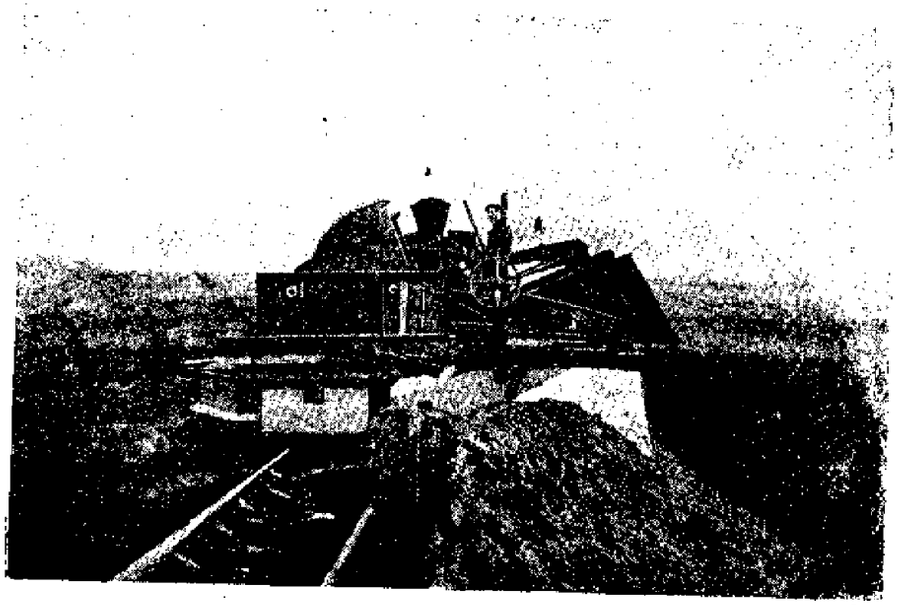


Рис. 216.

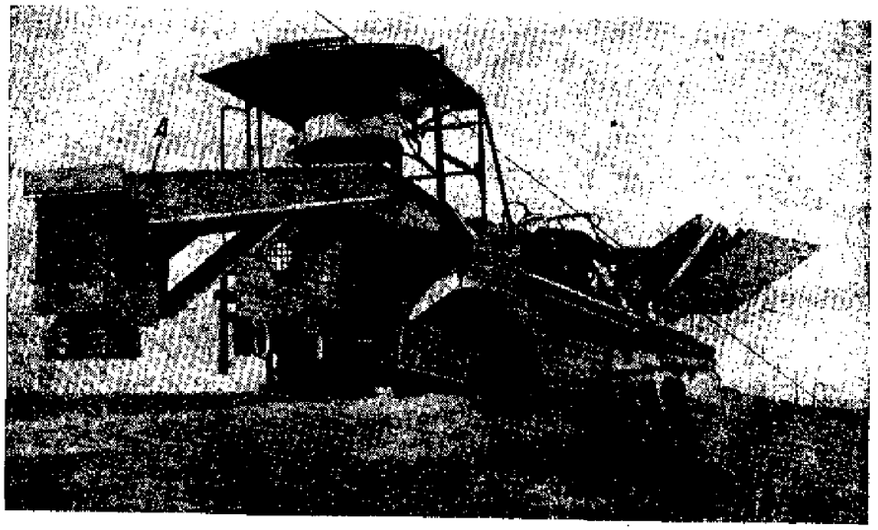


Рис. 217.

мехов, вылет которых достигает 3,5 *м* от крайнего рельса пути. В настоящее время плуги изготовляются *несамоходными* и *самоходными*, *без приспособления для перекладки путей* и с *приспособлением для перекладки путей*.

Для перемещения несамоходных плугов вдоль отвала несамоходный плуг должен быть прицеплен к поезду или локомотиву. На рис. 216 изображен прицепленный к паровозу несамоходный плуг, не имеющий приспособления для перекладки путей. Вес таких плугов, в зависимости от конструкции, колеблется от 7 до 14 *т*. Наиболее тяжелые из несамоходных плугов могут быть снабжены приспособлением для перекладки рельсовых путей, и тогда вес плуга увеличивается приблизительно на 4 *т*, т. е. общий вес плуга достигает 18 *т*. Самоходные плуги обычно изготовляются с электрическим приводом, получающим ток от контактного провода.

На рис. 217 и 218 изображены самоходные плуги с приспособлением *А* для передвижки рельсовых путей. Вес плугов достигает 35 *т*, причем в этот вес не входит вес необходимого электрического оборудования плуга.

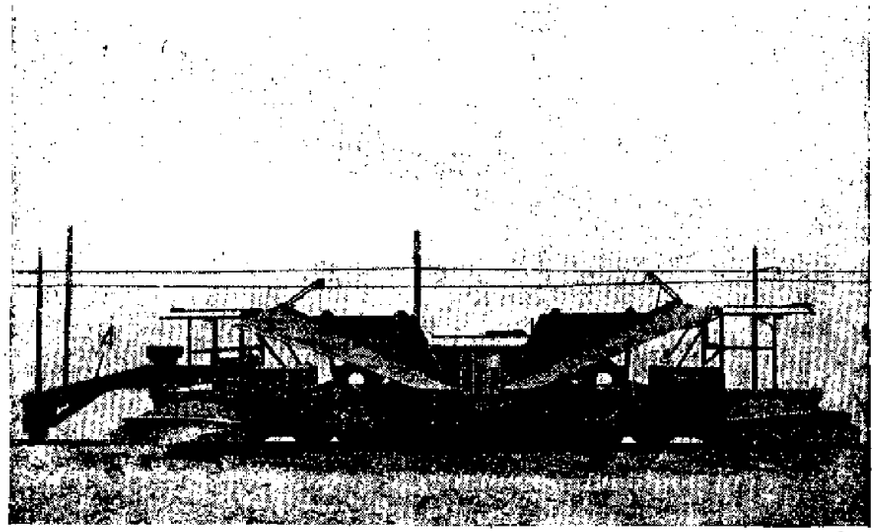


Рис. 218.

Работа и принципы устройства приспособлений для передвижки рельсов будут подробно изложены в главе XII, посвященной специально описанию путепередвигателей, а поэтому в настоящем параграфе мы остановимся исключительно на описании работы плугов.

Несамоходные плуги обычно применяются при работах небольшого масштаба.

Производительность таких плугов в час чистой работы, в зависимости от размеров и веса плуга, достигает 250—400 $м^3$ породы в разрыхленном состоянии.

Легкие и среднего веса плуги дают хорошие результаты при работе в породах не слишком тяжелых и не слишком слипающихся.

Глинистые породы и суглинки, добытые большими одночерпаковыми экскаваторами, неблагоприятны для таких плугов. Это объясняется тем, что ссыпанная порода задерживается перед плужным лемехом и даже при небольшой глубине выжимает плуг из рельсов. Если применяется плуг без приспособления для передвижки пути, то после разравнивания насыпанной

площадки необходимо передвинуть пути вручную или же при помощи путепередвигателя, обслуживающего передвижку путей в забоях.

При работах большого масштаба следует применять большие самоходные плуги, снабженные приспособлением для передвижки путей.

Производительность таких плугов в час чистого времени работы в среднем обычно достигает 600 — 800 $м^3$. Однако по имеющимся указаниям иностранной литературы в некоторых случаях была достигнута производительность в 1000 $м^3$/час.

Вообще надо отметить, что производительность плугов зависит от качеств породы, сваливаемой в отвал, и от способа работы плугом.

Рис. 219.

Задачей отвального плуга является: 1) сровнять кучи, образовавшиеся около рельсового пути при свалке породы из вагонов, и одновременно зачистить рельсовый путь, и 2) подготовить отвал для приемки новых порций породы. Для выполнения этих операций тяжелые плуги обычно снабжаются двумя комплектами лемехов. Каждый комплект состоит из одного малого (на рис. 217 на концах машины около полотна пути) и одного большого (на рис. 217 приподняты) лемеха. Комплекты лемехов расположены так, что при движении плуга вперед работы производит только один комплект, при движении же в обратном направлении работа выполняется другим комплектом. Благодаря этому при всяком направлении движения плуг может производить работу на отвале. Малые лемехи предназначаются для выравнивания отвала и для одновременной зачистки рельсового пути.

Большие лемехи производят подготовку отвала для приемки новых порций породы. Эта подготовка заключается в том, что большой лемех проходит вдоль рельсового пути выемку D (рис. 219), спихивая излишнюю породу под откос. Глубина этой выемки обычно бывает достаточна для помещения в нее породы из двух составов поездов. Чтобы иметь возможность производить эту работу, лемехи устраиваются так, что они могут подниматься и опускаться на желательную высоту. Для этого малые лемехи шарнирно присоединяются к корпусу плуга и могут переставляться при помощи шпинделей, кроме того при переезде плуга на новое место работы они могут откидываться вверх или прижиматься к корпусу плуга.

Большие лемехи подвешены шарнирно к стрелам, которые при помощи зубчатых сегментов и цилиндрической зубчатой передачи могут подниматься и опускаться. Кроме того, при помощи зубчатой рейки и цепной передачи можно производить подъем и опускание стрел и лезвей лемеха.

Все механизмы, обслуживающие подъем и опускание стрел и лезвей лемехов, снабжены специальными тормозами, назначение которых—предотвращать неожиданное и нежелательное опускание нагруженного лемеха. Для приведения указанных механизмов в действие в электрических самоходных плугах, а также в тех случаях, когда несамоходный плуг прицепляется к электровозу—устраиваются электрические приводы. В тех же случаях, когда несамоходный плуг прицепляется к паровозу, на плуге устанавливается небольшая паровая машина, которая питается паром от паровоза.

Стрела для перемещения рельсовых путей устанавливается на одном конце плуга и может вращаться как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскости. Далим некоторые указания об обслуживании работы больших отвальных плугов.

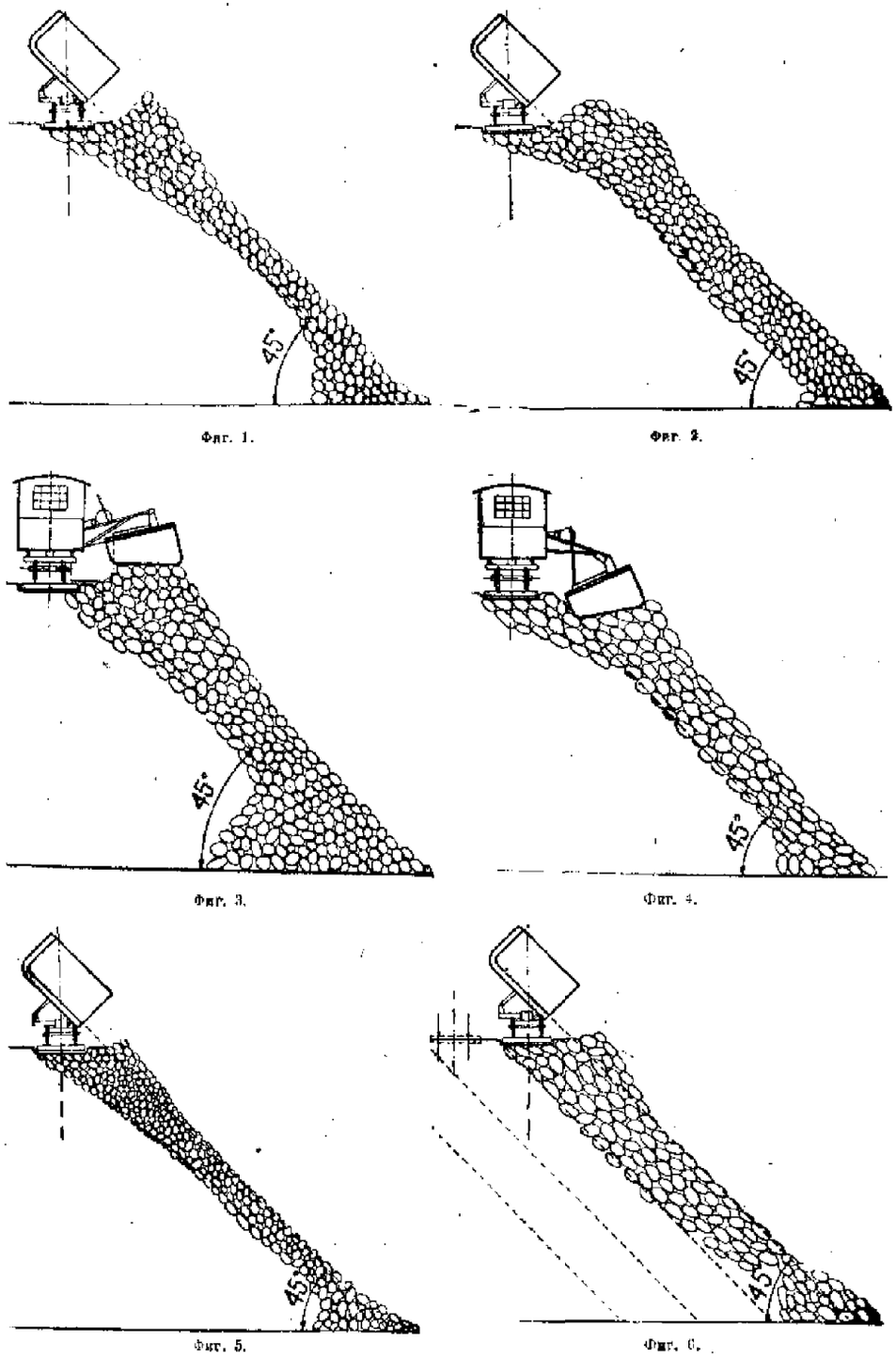
При работе плуга по свалке породы необходимо возможно выше поднять стрелу A, несущую механизм для перемещения путей, и отвести ее насколько возможно дальше в противоположную от отвала сторону. Делается это для того, чтобы механизм для передвижки рельсов не мог соприкасаться с породой в образующихся холмах. Затем опускают малый лемех до максимального предела. При этом необходимо иметь в виду, что установка рельсового пути на разных карьерах различна, а потому *необходимо лезвее малого лемеха приспособить к профилю рельсов данного карьера. Так же необходимо приспособить форму лезвея лемеха к желателиной форме поверхности отвала.*

После такой установки начинают первый проход плуга, во время которого большой лемех опускают настолько, чтобы он мог произвести распахивание свеженасыпанного грунта на половину своей высоты. При таком положении лемеха проводят плуг вдоль всего засыпанного пространства. Затем начинают обратное движение плуга, перед началом которого поднимают только что работавшие лемехи и спускают лемехи второго комплекта, предназначенные для работы при обратном движении плуга.

При втором проезде большой лемех опускается ниже, чем при первом проезде. Перемещаясь таким образом два или более раз вдоль отвала, проходят указанную выше выемку D (рис. 219).

Надо помнить, что *при тяжелом и влажном грунте никогда не следует устанавливать большой лемех на глубокое вспахивание; во избежание аварий лучше сделать большее число проходов плуга с постепенным увеличением вспахивания.*

На рис. 220 (фиг. *1*, *2*, *3*, *4*, *5* и *6*) изображена работа плуга в разных стадиях работы. Отгрузив в пройденную выемку D породу до полного использования рабочего вылета большого лемеха, приступают к выравниванию поверхности отвала, т. е. к подготовке отвала для перемещения рельсовых путей. Для этого отвальный плуг перемещают вдоль отвала при прежнем положении малого лемеха, а большой лемех устанавливают в положение, необходимое для выравнивания поверхности.



Фиг. 1. Фиг. 2. Фиг. 3. Фиг. 4. Фиг. 5. Фиг. 6.

Рис. 220.

После того как будут закончены работы с выравниванием поверхности отвала и прежде чем приступить к передвижке пути, необходимо очистить рельсы от грязи и камней вдоль всего передвигаемого пути. В это время устанавливают стрелу с механизмом для передвижения рельсов над рельсами, захватывают их и приподнимают. Затем плуг начинает двигаться и перекладывать пути. Процесс передвижки путей подробно описан в § 114.

В зависимости от устойчивости пород передвижку пути производят на расстояние от 1,2 до 2,0 *м* в сторону откоса отвала.

При наличии малоквалифицированной рабочей силы, обслуживающей передвижку, для получения правильного расположения путей рекомендуется отметить границу перемещения колышками.

При применении отвальных плугов получаются более устойчивые откосы отвала, а поэтому высота отвала, в зависимости от характера ссыпаемых пород, может быть повышена до 15—20 *м*.

В тех случаях, когда плугами приходится создавать отвал большей высоты, следует его разбить на несколько уступов.

Разбивка высоты отвала на 2—3 уступа полезна еще в том отношении, что она дает более полное использование плуга. Действительно, после того как плуг подготовил один уступ для приема породы по всему фронту отвала, он может перейти на второй уступ и заняться там выравниванием поверхности и перемещением рельсового пути. В случае наличия третьего уступа этот уступ может служить резервом.

Образование отвала абзетцерами. Идея второго способа механизации отвальных работ заключается в отделении места разгрузки поезда от края откоса и производстве насыпки в отвал высыпанной из вагонов породы при помощи специальных *отвалообразователей* или, как их называют, *абзетцеров*. При применении этих снарядов: 1) отвал может образовываться с уступа, высота которого доходит до 80 *м*; 2) увеличивается производительность отвальных работ; 3) отпадает частая передвижка рельсовых путей и 4) благодаря большой емкости отвалов нет надобности в устройстве большого числа уступов отвала (рис. 214, фиг. 2).

По внешнему виду, а отчасти и по конструкции абзетцер напоминает собой многочерпаковый экскаватор.

При производстве работ абзетцер выполняет следующие четыре движения: 1) *черпание сваленной из вагонеток породы*; 2) *доставку материала к откосу отвала*; 3) *планировку поверхности отвала* и 4) *перемещение вдоль отвала самого абзетцера*.

Черпание подвезенной сваленной породы производится так же, как и у многочерпаковых экскаваторов, *при помощи или бесконечной цепи с черпаками, или скребками, или при помощи колеса с черпаками*. Во время работы абзетцер, подобно черпаковому экскаватору, находится все время в движении вдоль отвала.

Транспортировка к откосу отвала производится *скребками, черпаками* или же *ленточным транспортером*.

В зависимости от положения места свалки породы из вагонеток относительно корпуса самого абзетцера, различают 3 типа абзетцеров:

1) В первом типе место *A* черпания сваленной породы и откос отвала *B* расположены по одну сторону рельсового пути абзетцера (рис. 220). При работе этого типа снаряда порода подвозится вагонетками к месту *A* по пути *C*, находящемуся между откосом отвала и путями абзетцера.

2) Во втором типе место *A* черпания сваленной породы и откос отвала *B* расположены с разных сторон корпуса абзетцера. На рис. 221 представлен схематический чертеж такого абзетцера, а на рис. 222 — вид его. Порода к абзетцеру подвозится по пути *C*, расположенному на противоположной откосу стороне пути абзетцера (рис. 221).

3) Третий тип установки отличается от первых двух тем, что место свалки породы из вагонеток вообще находится на значительном расстоянии от самого абзетцера (рис. 223).

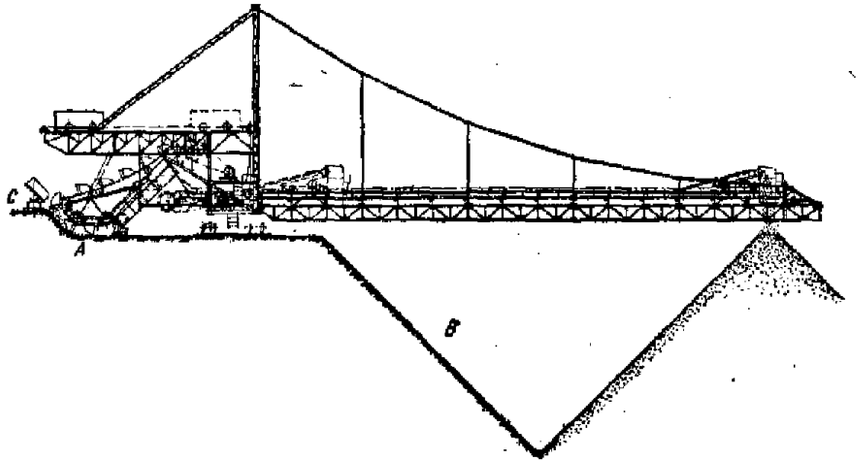
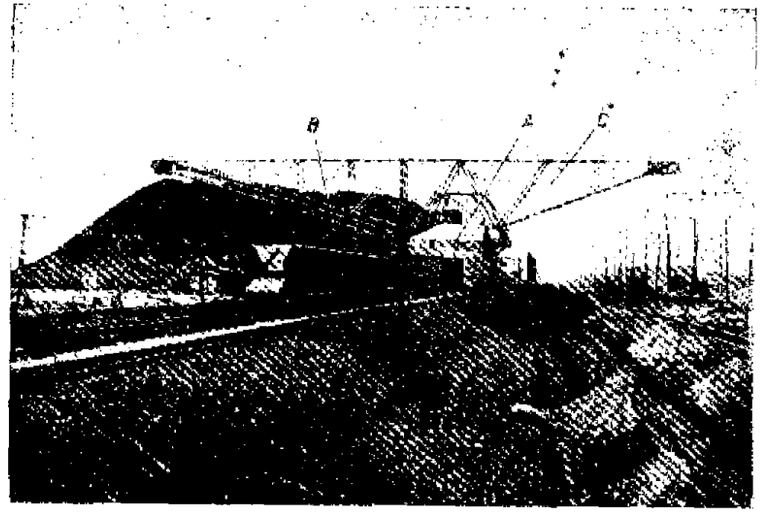


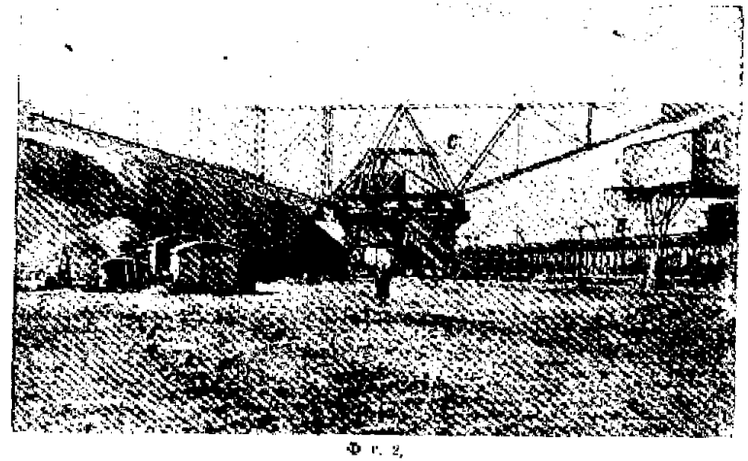
Рис. 221.

Рис. 222.

В этой установке операция черпания ссыпанной из вагонов породы производится самостоятельным экскаватором *A*, а операция образования отвала осуществляется абзетцером *C*, который не имеет черпающей части, но к которому присоединены: наклонный транспортер *D* (рис. 223, фиг. 2) и два продольных горизонтальных транспортера *B*. Работа производится следующим образом. Экскаватор *A*, двигаясь беспрерывно вперед и назад



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 223.

вдоль транспортера *B*, черпает ссыпанную из вагонов породу и передает ее на транспортеры *B*, которые доставляют ее к наклонному транспортеру *D*, а этот последний поднимает породу на абзетцер *C*. Абзетцер *C* неподвижно стоит на одном месте до тех пор, пока не насыплет отвала на полную его высоту. После этого он вместе с транспортерами передвигается на несколько метров на новое место, и работа повторяется, как описано

выше. На рис. 223, фиг. *1* установка показана со стороны конца транспортера, а на рис. 223, фиг. *2* — сбоку. На этой последней фигуре ясно видна расстановка снарядов.

Вес абзетцеров различен: в то время как первые построенные абзетцеры имели вес около 25 *т*, в настоящее время строятся снаряды весом до 560 *т*.

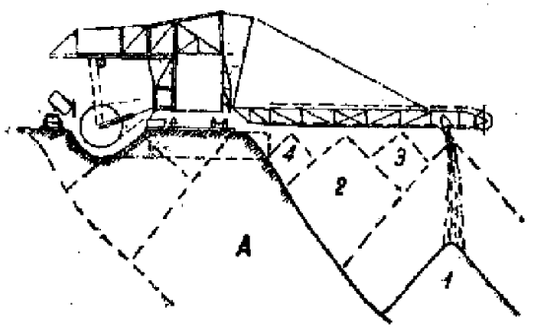


Рис. 224.

В виду того, что абзетцер должен передвигаться по насыпанной им же породе, особо важное значение приобретает способ сбрасывания абзетцером породы в отвал, так как от этого зависит плотность отвала. Вообще же плотность насыпаемого материала зависит от высоты его падения. Уплотняющее действие свободного падения с большой высоты можно сравнить с действием сжатого воздуха при торкретировании. Опыт показал, что *при сбрасывании породы с высоты в 18 м можно пробегать по гребням свеженасыпанных отвалов, не увязнув в грунте*. Учитывая этот опыт, образование отвалов производят следующим образом.

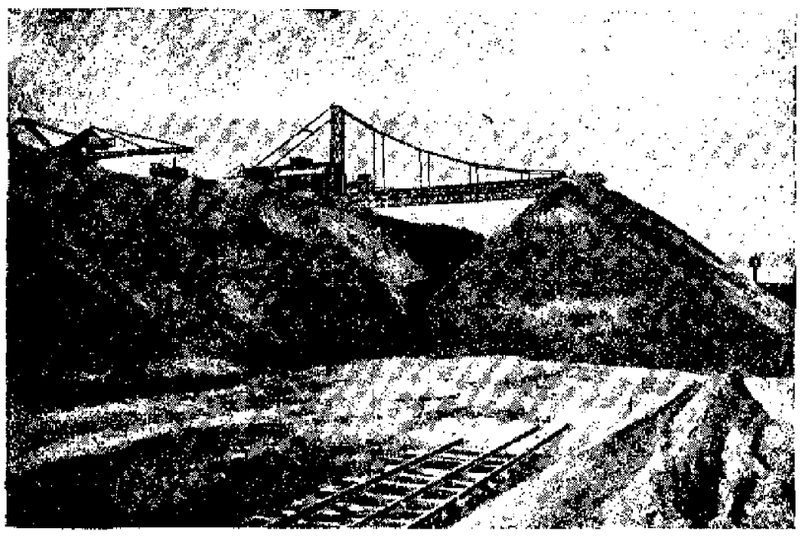


Рис. 225.

Сначала начинают производить сбрасывание породы с наиболее удаленной от откоса части транспортера, т. е. с конца транспортера (рис. 224). При этом благодаря высоте падения у подножья откоса образуется плотная призма *1*. Насыпку этой призмы продолжают до тех пор, пока вершина ее не достигнет горизонта путей абзетцера (на рисунке показано пунктиром). Эта призма благодаря своей плотности придает большую прочность откосам отвала, на котором стоит абзетцер, и тому отвалу, который будет насыпан между нею и старым отвалом *A*. После насыпки призмы *1* начинают сбрасывать породу примерно по средине между нею и старым отвалом. При этом образуется призма *2*, по окончании насыпки этой призмы насыпают промежуточные призмы *3*, *4* и т. д., пока не будет засыпано все свободное пространство. После этого планируется поверхность отвала, и

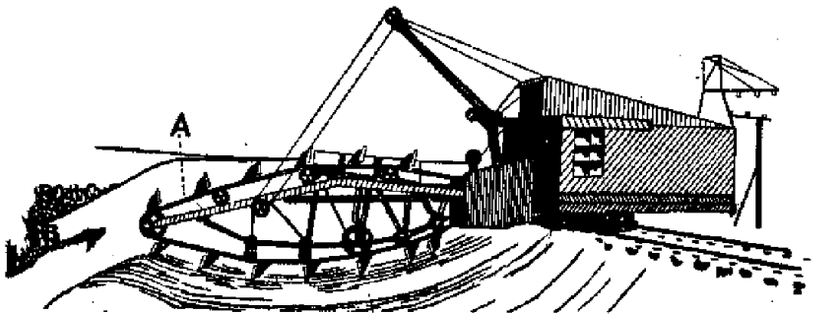


Рис. 226.

после этого абзетцер может быть передвинут на вновь образованную часть отвала.

На рис. 225 представлена фотография работы по образованию отвала описанным методом. При большой высоте отвала этот метод требует большого выноса транспортера, а следовательно и дорогих снарядов. Поэтому такой способ может применяться не всюду; это тем более справедливо, что для планировки поверхности требуется применение дополнительных вспомогательных снарядов.

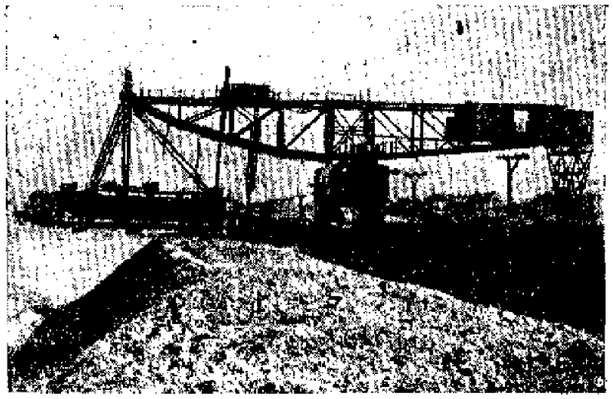


Рис. 227.

Прямой противоположностью только что описанному методу является метод, при котором совершенно отказываются от свободного падения и порода при помощи транспортера подается к краю откоса и затем скатывается по нему. На рис. 226 изображен абзетцер, сконструированный для выполнения такой работы. В этом абзетцере насыпка отвала осуществляется посредством цепи *A* со скребками. Порода, выгруженная из вагона, пододвигается скребками к откосу, по которому она и скатывается вниз. При этом никакого уплотнения породы не получается. В этом абзетцере скребковая цепь производит и планировку насыпанного отвала, а поэтому для выполнения этой работы не требуется дополнительных аппаратов. Вылет такого снаряда, считая от переднего рельса, составляет 5 *м*. На рисунке изображен абзетцер

без портала, в последнее время стали строить портальные абзетцеры, что дает возможность пропускать под ним поезда и машины для передвижки путей, а это способствует увеличению производительности абзетцера.

Промежуточным между двумя описанными методами является третий метод, в котором порода частью пододвигается к краю откоса и скатывается по нему, частью же транспортируется дальше, и при сбрасывании ее используется свободное падение.

На рис. 227 изображен такой снаряд. В этом снаряде для перемещения породы *в место цепи со скребками применена цепь с черпаками*. При действии черпаковой цепи порода захватывается ковшами, расположенными на цепи, и таким образом транспортируется частично на край откоса, а частично до конца черпаковой рамы и только там ковши опоражниваются. При этом используется свободное падение сбрасываемой породы. Благодаря большому весу таких черпаков вынос рамы абзетцеров этого типа редко превышает 20—25 *м*. Этот абзетцер одновременно со ссыпкой породы производит черпаковой цепью и планировку поверхности отвала.

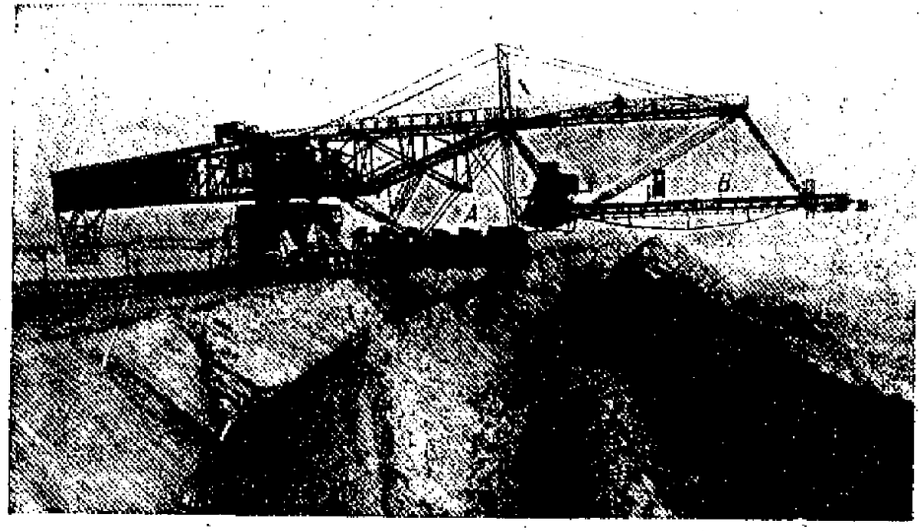


Рис. 228.

Стремление увеличить величину вылета привело к конструкции аппарата, в котором осуществлена комбинация ковшевой цепи с ленточным транспортером. На рис. 228 изображен такой абзетцер. Он представляет собой комбинацию из ковшевого транспортера *A* и помещенного перед ним ленточного транспортера *B*. Ковшевой транспортер делается подвижным (поднимающимся кверху) и в случае надобности свободный конец его может быть приподнят и положен на транспортер, и благодаря этому может производить подачу выгружаемой из вагонов породы на ленточный транспортер (рис. 229), который и переносит ее дальше от путей абзетцера и сбрасывает к основанию откоса. Таким образом этот тип абзетцера может: 1) работая только ковшевой цепью, сбрасывать породу под откос аналогично предыдущему типу без передачи ее на транспортер; 2) пользуясь ковшевой цепью и ленточным транспортером, сбрасывать породу с высоты дальше от абзетцера и 3) производить планировку площадки, необходимой для путей абзетцера.

Транспортерам придают любые уклоны, их устраивают горизонтальными и с уклоном вниз или вверх под углом до 22°. Благодаря этому такие абзетцеры могут производить насыпку отвалов *ниже уровня пути* (рис. 228), *по которому движется абзетцер, и выше этого уровня* (рис. 229).

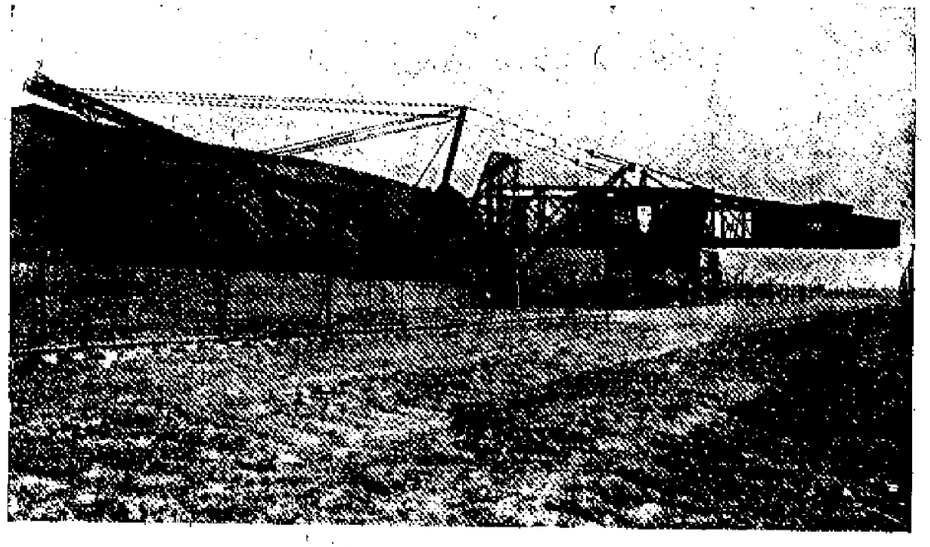


Рис. 229.

Рис. 230.

При наклоне вниз, в некоторых аппаратах для приведения в движение ленты транспортера используется сила тяжести сбрасываемой породы, и транспортер работает без механического привода.

При насыпке высоких отвалов выше уровня путей абзетцера, возможно скатывание породы с большой высоты; при этом развивается большая живая сила, благодаря которой отдельные куски породы могут откатиться далеко от отвала и повредить корпус абзетцера. В особенности это может иметь место при разработке породы, содержащей крупные камни, или когда одночерпаковые экскаваторы дают большие комья. Для предупреждения скатывания важно достичь равномерного или регулируемого распределения породы в отвале. Это достигается абзетцером со специальной конструкцией транспортирующих породу устройств.

На рис. 230 изображена фотография такого абзетцера, а на рис. 231 — схематический разрез его. Под неподвижной фермой *A* укреплен *подвижной и реверсивный ленточный транспортер B*. На транспортер *B* сбрасывает породу верхний транспортер, расположенный на ферме *A*. С транспортера

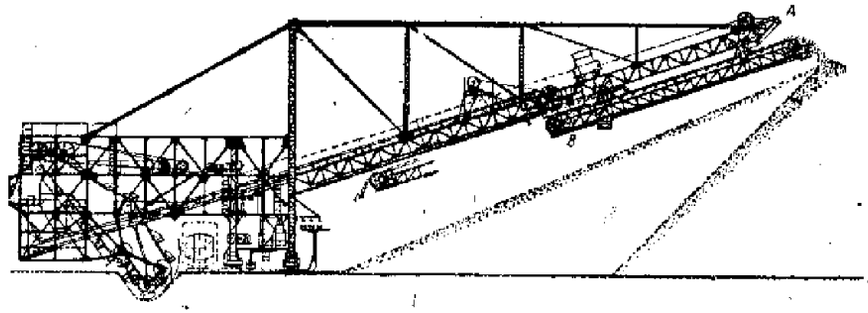


Рис. 231.

B порода может сыпаться *вперед* (при переднем его движении) и *назад* — ближе к корпусу абзетцера (при обратном движении транспортера).

Благодаря возможности перемещать транспортер *B* вдоль фермы *A* и возможности сбрасывать породу то с одного, то с другого его конца, достигается равномерное распределение породы слоями в отвале.

78. ТРАНСПОРТНЫЙ ВАГОН (ОДНООПОРНЫЙ МОСТОВОЙ ТРАНСПОРТЕР).

Как мы видели в предыдущем параграфе, для образования отвалов с помощью плугов и абзетцеров необходимо подвозить пустую породу от места ее добычи к выработанному пространству. Это требует организации транспорта и содержания значительного парка вагонов и локомотивов, а также содержания большого штата рабочих, обслуживающих откатку. Необходимость же перевозить в отвалы большие массы породы требует применения тяжелых составов поездов и тяжелых абзетцеров, вес которых увеличивается с увеличением производительности и высоты отвала. С увеличением же высоты отвала растет опасность от обрушения отвалов.

Поэтому, естественно, среди горных деятелей возникло стремление избавиться от транспорта пустой породы в поездах и установки тяжелого оборудования на сравнительно рыхлой породе отвалов. Эта мысль получила осуществление в трех типах транспортных устройств:

1) *башенных экскаваторах и кабель-кранах*, 2) *транспортный вагон (бандваген)*, 3) *мостовых двухопорных транспортерах*.

Башенные экскаваторы были описаны в § 63, 64 настоящего курса. Кабель-кран будет описан в § 127. Транспортный вагон описывается в настоящем параграфе, а мостовые двухопорные транспортеры — в следующих параграфах.

При описании многочерпаковых экскаваторов и их работы были приведены типы экскаваторов с транспортером. Однако *длинные транспортеры сильно осложняют и утяжеляют конструкцию экскаваторов, а также делают снаряд чрезвычайно неповоротливым.* Поэтому в тех случаях, когда нежелательно присоединять длинный транспортер к экскаватору, его монтируют на специальном вагоне. Этот тип транспортного устройства получил название *транспортного вагона* или, по-немецки, *бандваген*, называют его также *одноопорным мостовым транспортером*, так как опоры его находятся на одном конце, а второй висит свободно. Вид разных типов

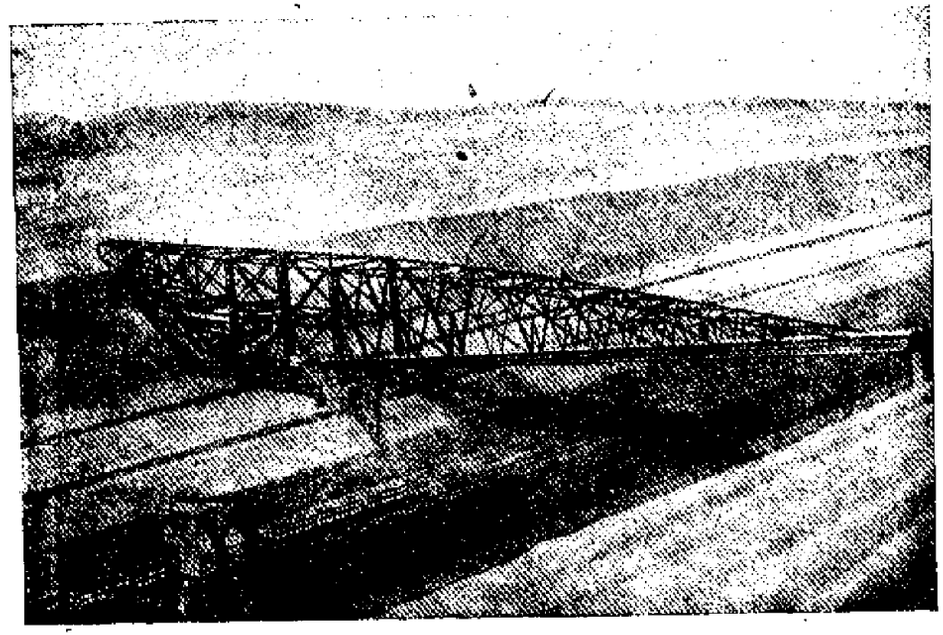


Рис. 232.

бандвагена изображен на рис. 232 и 233. Во время работы бандваген или прицепляется к экскаватору, с которого добытая порода передается на транспортер *B* вагона (рис. 233) при помощи короткого бокового транспортера *A*, монтированного на бандвагене или на экскаваторе параллельно оси пути, или бандваген движется самостоятельно со скоростью перемещения экскаватора. Бандваген устанавливается на рельсовый или гусеничный ход. Последний применяется при работе бандвагена с экскаваторами на гусеничном ходу. Длина транспортера на бандвагене, так же как и при экскаваторе, не может быть очень большой. Это объясняется тем, что длинный транспортер благодаря наличию опор с одной стороны:

1) сильно увеличивает конструктивный и рабочий вес всего сооружения, благодаря чему вагон оказывает большое давление на борт выемки, что создает угрозу обвалов откоса;

2) оказывает большое сопротивление ветру и поэтому ветром легко может быть повернут вокруг своей вертикальной оси.

В настоящее время фирмы, строящие бандвагены, предельной длиной транспортера считают 85 *м*.

Бандваген имеет свою силовую установку, состоящую из ходовых моторов и моторов, приводящих в движение транспортные ленты. *Привод может быть электрический от общей силовой линии или дизельный.*

Из сделанного краткого описания видим, что бандваген, облегчая экскаватор, все же позволяет сваливать породу в выработанное пространство

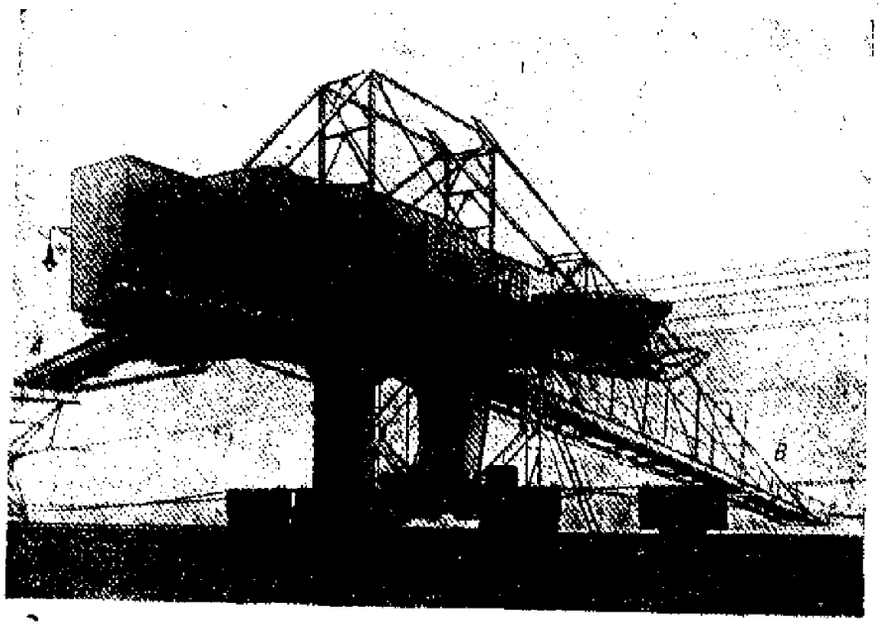


Рис. 233.

на очень ограниченное расстояние. Это во многих случаях не дает разрешения вопроса о транспорте пустых пород. Поэтому техническая мысль обратилась к разрешению этого вопроса при помощи *мостовых транспортеров с двумя опорами*.

§ 77. МОСТОВЫЕ ДВУХОПОРНЫЕ ТРАНСПОРТЕРЫ

Прежде чем приступить к описанию мостовых двухопорных транспортеров, необходимо сделать некоторые предпосылки об условиях, в которых они могут быть применены.

Эти предпосылки следующие:

1) *Расстояние от места добычи породы до места отвала не должно превышать определенно о предела.* Этот предел в настоящее время для мостового транспортера равняется примерно 400 *м*.

2) *Объем выработанного пространства, приходящийся на каждый погонный метр фронта работ, должен быть достаточным для помещения в него снимаемой породы без продольного транспортирования ее по отвалу.*

3) *Количество перемещаемой породы должно быть достаточно велико, чтобы оправдать значительные капитальные затраты на приобретение дорогого мостового транспортера.*

В девяностых годах девятнадцатого столетия при ручной разработке старых карьеров для сокращения длины пути к отвалу устраивали деревянный мост через всю вскрытую площадь карьера. По этому мосту вручную производили откатку добытой пустой породы в отвал.

По мере продвижения вскрышного забоя часть моста, прилегающая к отвалу, разбиралась, а со стороне забоя мост пристраивался. Этот простой мост является прототипом современных мостовых транспортеров, строительство которых началось в Германии.

Первый мостовой транспортер начал работать в 1924 г. на буроугольном руднике „Плесса". С тех пор построено и работает на разных рудниках Германии 12 мостовых транспортеров. Кроме того, в настоящее время Германией строится еще 2 моста: один по заказу Франции и один для собственных рудников. На рис. 234 (см. вклейку в конце книги) представлены схемы 9 мостовых транспортеров, работающих на германских буроугольных рудниках, а на рис. 235, 236, 237, 238, 239, 240, 241, 244, 248 — фотографии с этих мостов. На рис. 251 изображена схема моста, строящегося для Франции. Описание каждого из этих мостов будет сделано в следующем параграфе, здесь же остановимся на схеме устройства мостовых транспортеров и на принципах их работы.

При применении мостовых транспортеров добывающим снарядом является многочерпаковый экскаватор с большой емкостью черпака. Транспорт породы производится по прямой линии через разрабатывающийся пласт к выработанному пространству, куда порода и ссыпается. Так как экскаватор во время работы находится в беспрерывном движении, то и мостовой транспортер должен беспрерывно двигаться за экскаватором вдоль фронта работ. Это обусловливает необходимость конструирования на опорах моста соответствующих ходовых устройств. На стороне вскрышного забоя мостовой транспортер устанавливается одной своей опорой или возле экскаватора, или же на основной раме самого экскаватора; на отвальной же стороне устраивается специальная опора *B* (рис. 234), установленная на тележке с гусеничным или рельсовым ходовым устройством. При применении рельсового хода железнодорожные пути прокладываются параллельно фронту вскрышного забоя. Как было сказано выше, мостовой транспортер должен все время передвигаться вслед за экскаватором как вдоль фронта работ, так и при осаживании экскаватора, по мере продвигания забоя. Поступательное движение моста вдоль фронта работ не всегда может производиться с одинаковой скоростью на обоих его концах. Происходит это благодаря: 1) неровностям поверхности и 2) разным скоростям хода обеих опор. Поэтому

конструкция опор должна допускать некоторые перекосы как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскостях.

Однако эти перекосы, во избежание повреждений моста, не должны превышать определенных пределов.

Придание мостовому транспортеру требуемой эластичности достигается установкой его на трех опорных точках, из которых одна помещается на экскаваторной стороне, а две — на отвальной стороне. Такое устройство

дает мосту устойчивое положение и в то же время позволяет ему поворачиваться в горизонтальной плоскости на 20 — 25°, а в вертикальной плоскости — до 7°.

Наряду с возможностью указанных перекосов должна существовать возможность изменения расстояния между обеими опорами моста, т. е. между тележками на отвальной и на экскаваторной стороне.

С этой целью опоры на отвальной стороне располагаются на салазках (рис. 235), которые допускают перемещение опор по оси моста. Величина этого перемещения также не должна превышать известного предела, чтобы не нарушить устойчивости моста. Предел изменения расстояния между опорами устанавливается в ± 3 *м*, а у некоторых мостовых транспортеров (на рудниках: Верминггоф, Бегген и Голпа) достигает 20 *м* (см. табл. 21). *Для того чтобы все отклонения не могли превысить установленные пределы, имеются специальные приспособления, предотвращающие возможность нарушения этих пределов.*

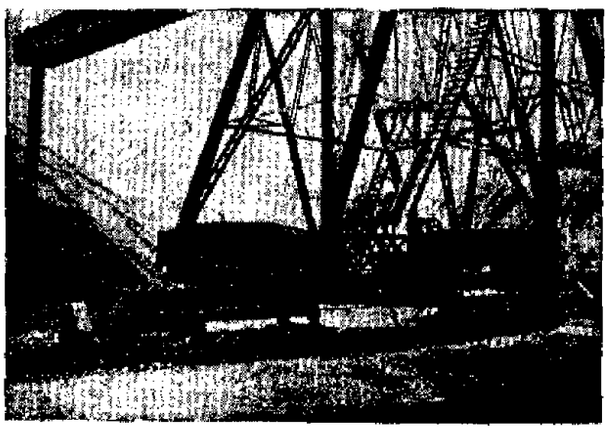


Рис. 235.

Благодаря такой конструкции мост может:

1) *приспособиться к движениям экскаватора вдоль забоя* и

2) *при передвижке рельсовых путей или соответствующей установке гусеничного хода может следовать за продвижением забоя, оставаясь все время в рабочем контакте с экскаватором.*

Опора *B* со стороны отвала может перемещаться:

1) *по полотну бермы отвала специально насыпанной самим же мостовым транспортером* (рис. 234, фиг. от *1*—*8*) и

2) *по плотному телу вскрываемого пласта* (рис. 234, фиг. *8*) *или прослойка* (рис. 234, фиг. 9).

При перемещении опоры по насыпанной берме, образование этой бермы производится самим же мостовым транспортером при помощи спускающегося с него специального рукава *b* (рис. 234). Порода, падая по рукаву со значительной высоты, уплотняется и создает благодаря этому прочное полотно для путей опоры моста и прочное основание для будущего отвала. Это является первой существенной положительной стороной установки опоры на берме отвала. Разравнивание поверхности насыпаемой бермы можно производить вручную; однако, для удешевления работы в последних германских установках для этой работы применены планировочные плуги.

Второй положительной стороной установки опоры на берме отвала является то обстоятельство, что добычу вскрытого полезного ископаемого

можно производить независимо от разработки вскрышных пород.

Установка опоры по второму методу, т. е. на плотном теле вскрываемого полезного ископаемого или прослойка имеет то преимущество, что путь опоры находится в большей безопасности в случае скольжения откоса отвала.

Недостатками этого способа являются: 1) задержка в добыче полезного ископаемого и 2) не образуется прочное основание для отвала.

В каждом частном случае следует внимательно продумать вопрос: устанавливать ли опору моста на плотном теле полезного ископаемого или прослойка, устойчивость которых обусловливается подстилающими их породами, или же целесообразнее иметь промежуточную насыпную берму отвала, устойчивость которой тоже ограничена.

По мосту порода транспортируется транспортерной лентой.

Добытая экскаватором порода подается на мост с помощью коротких транспортеров, с которых она попадает на транспортную ленту, установленную на мостовом транспортере. В настоящее время применяются исключительно резиновые ленты с 12 хлопчатобумажными прокладками. Ширина ленты в новых установках достигает 2 *м*. Скорость движения ленты доходит до 3 *м* в сек.

В зависимости от характера разрабатываемой породы форма образуемого отвала делается различной. *Если можно надеяться, что породы могут создать устойчивый отвал, то отвал делается с одним сплошным откосом* (рис. 234, фиг *1, 2, 7* и *8*).

Если же нельзя надеяться на устойчивость отвала, то целесообразно откос отвала делать ступенчатым, оставляя между ступенями берму (рис. 234, фиг. *3, 4, 5, 6* и *9*).

В связи с формой откоса отвала различно устраивается и *вылет мостового транспортера*. При сплошном откосе ссыпка породы производится только с конца вылета.

Образование ступенчатого откоса может быть осуществлено или при помощи *спускной трубы C*, установленной на вылете (рис, 234, фиг. *3, 4* и *6*), или *с помощью добавочного транспортера d* (рис. 234, фиг. *5*). Пользуясь трубой *C* или транспортером *d*, можно размещать в отвале породу, сообразуясь с ее качествами.

Следует стремиться, чтобы наиболее устойчивая порода укладывалась в нижнюю часть отвала, а менее устойчивая — в верхнюю.

При такой сортировке отвал получается более устойчивым.

Благодаря большим размерам мостовые транспортеры имеют очень большой рабочий вес. Так например мостовой транспортер на руднике Фридляндер имеет вес в 4800 *т*. Большой рабочий вес мостов заставляет обратить серьезное внимание на конструкцию ходовых устройств. При этом желательно, чтобы ходовое устройство имело слишком большое число колес, так как это усложняет конструкцию и уход за ней. Из этого следует, что давление на колеса желательно сделать возможно большим. *Предельной величиной оказалось давление в 16 т*; на такое давление и рассчитываются все последние установки. На передачу давления на грунт оказывают влияние: *профиль рельсов, расстояние между осями, расстояние между шпалами и ширина колеи*. На выполненных в последнее время установках осуществлено

давление от 1 до 1,4 *кг/см²* на разрыхленный грунт и от 1,8 до 2,5 *кг/см²* на грунт в плотном теле.

Большой рабочий вес заставляет также обратить внимание на конструкцию самих опор и на материал, из которого они должны изготовляться. Для придания опорам наибольшей прочности при наименьших поперечных размерах (а следовательно и наименьшем весе) в настоящее время их изготовляют исключительно из высокосортной стали марки *st* 52 и лишь остальные части моста изготовляются из стали марки *st* 37.

Мостовые транспортеры представляют собой большое сопротивление для ветра.

Поэтому на них устанавливается особое оборудование, цель которого — предотвратить возникновение больших скоростей движения моста при перемещении его по направлению ветра или по наклонной плоскости.

Для этого моторы ходового механизма снабжены специальными тормозами, для которых установлены по *двойному центробежному выключателю* и *по одному генератору постоянного тока*. Действие такого оборудования заключается в том, что при превышении допустимой скорости хода моста замыкаются первые контакты центробежных выключателей, одновременно раздаются сигнальные гудки для машиниста моста. Если же скорость хода все продолжает увеличиваться, то при превышении нормального числа оборотов мотора на 15% при посредстве генератора постоянного тока и *реле* производится короткое замыкание в роторе ходовых моторов, что и создает торможение. Если же, несмотря на торможение, под влиянием давления ветра или при движении по наклонной плоскости, скорость хода продолжает увеличиваться, то при 20% превышении нормального числа оборотов мотора замыкается второй контакт центробежных выключателей, при этом реле размыкает ток статорного электромагнитного замыкателя ездовых моторов. Благодаря действию тормозных магнитов останавливается весь ходовой механизм.

При больших скоростях ветра работа с мостовым транспортером становится невозможной. Предельной скоростью ветра, при которой уже необходимо останавливать работу, считается 22 *м/сек*, что соответствует давлению ветра в 30 *кг/м²*.

§ 78. КРАТКОЕ ОПИСАНИЕ МОСТОВЫХ ТРАНСПОРТЕРОВ НА РУДНИКАХ ГЕРМАНИИ

В настоящем параграфе приведем краткие сведения об установленных и проектирующихся в Германии мостовых транспортерах. В таблице 20 приведена характеристика мостовых транспортеров в хронологическом порядке их постройки, начиная с первого моста на руднике „Агнеса" в Плессе и кончая последним, четырнадцатым мостом, только что изготовленным для Франции.

1) Мостовой транспортер на руднике „Агнеса" в Плессе. Схема установки представлена на рис. 234, фиг. *1*, а вид—на рис. 236. На этот мостовой транспортер подает породу один многочерпаковый экскаватор, работающий с нижним черпанием. Для обогревания транспортера, весь путь транспортера заключен в деревянную обшивку; само обогревание

вначале производилось горячим воздухом, а затем его заменили электрическим обогреванием, причем для этого потребовалась мощность тока в 30 kW.

В ближайшем будущем предполагается перестройка этого транспортера для увеличения его производительности с 500 *м³*/час до 1200 *м³*/час. Для этого лента шириной в 1 *м* будет заменена лентой шириной в 1,2 *м*, а скорость движения ее будет увеличена с 1,63 *м*/сек до 3 *м*/сек.

Для обслуживания мостового транспортера справа и слева будет помещено по одному поворотному экскаватору с емкостью ковша 0,5 *м³* и с числом разгрузок в минуту 25. При этом ожидается получить производительность 6 000 000 *м³* в год при 250 рабочих днях.

2) Мостовой транспортер на руднике „Альвина". Схема установки мостового транспортера на руднике „Альвина" изображена на рис. 234, фиг. *3*, а вид — на рис. 237.

Рис. 236.

Месторождение имеет два пласта полезного ископаемого, причем оба пласта разделены пустой породой значительной мощности. Такие условия залегания заставляют разрабатывать всю толщу пород, перекрывающих нижний пласт угля, тремя уступами, из которых два уступа (1 и 3) дают пустую породу и разрабатываются многочерпаковыми экскаваторами с нижним черпанием, а средний уступ дает полезное ископаемое и разрабатывается многочерпаковым экскаватором с верхним черпанием (рис. 234, фиг. *3*).

Оба вскрышных тифбаггера дают породу на мостовой транспортер, причем экскаватор, разрабатывающий верхний уступ, передает породу на мостовой транспортер с помощью дополнительного транспортера *D*.

3) Мостовой транспортер на руднике „Принцесса Виктория". Схема установки изображена на рис. 234, фиг. *4*, *а* вид— на рис. 238. Для добычи породы установлен многочерпаковый экскаватор с емкостью черпака 650 *л* при глубине черпания 25 *м*.

4) Мостовой транспортер на руднике „Ганза". Схема установки — на рис. 234, фиг. *5*, а вид — на рис. 239.

На этом руднике для добычи породы и подачи ее на мостовой транспортер впервые были применены два экскаватора: тифбаггер *B* и хохбаггер *A*.

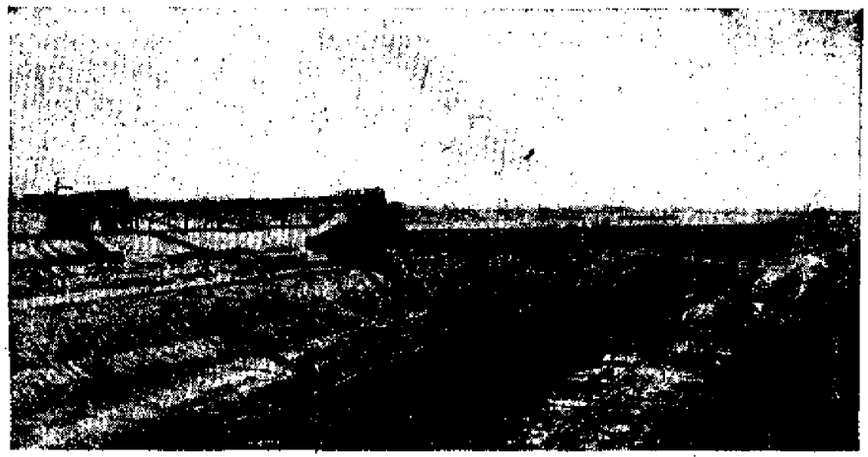


Рис. 237.

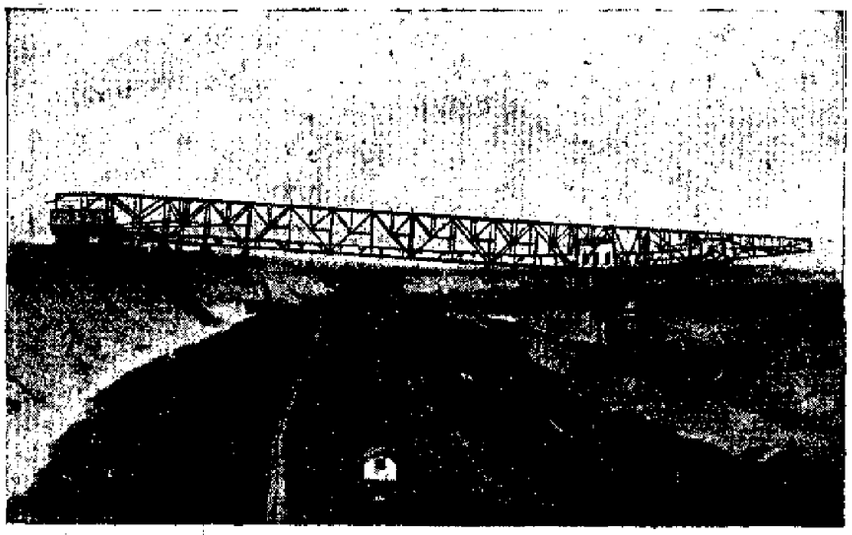


Рис. 238.

Тифбаггер имеет емкость черпака в 700 *л*. Хохбаггер соединяется с основным мостовым транспортером вспомогательным транспортером *D*. Для образования ступенчатого отвала на вылете моста установлено друг под другом два транспортера *C* и *d*. Общая высота отвала, образуемого мостовым транспортером, достигает 50 *м*.

5) Мостовой транспортер на руднике „Эрика". Схема установки изображена на рис. 234, фиг. *6*, а вид — на рис. 240. Эта установка интересна в том отношении, что при ней впервые был применен поворотный многочерпаковый экскаватор, работающий попеременно то как тифбаггер,

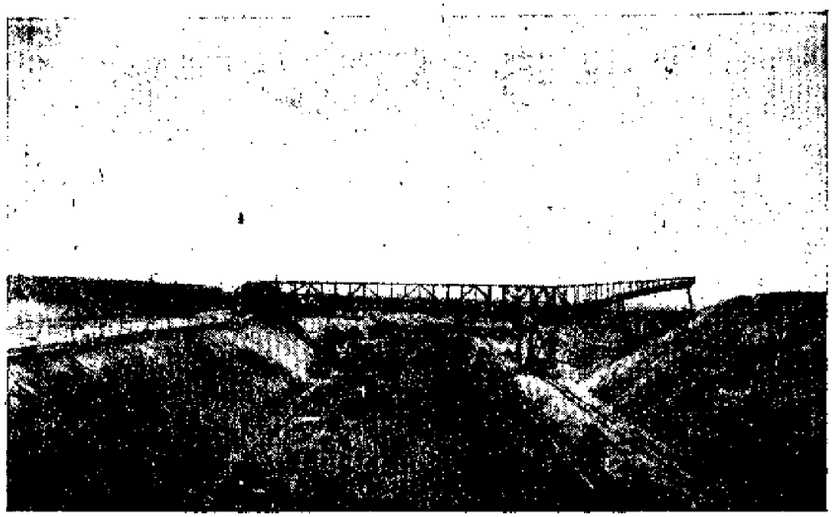


Рис. 239.

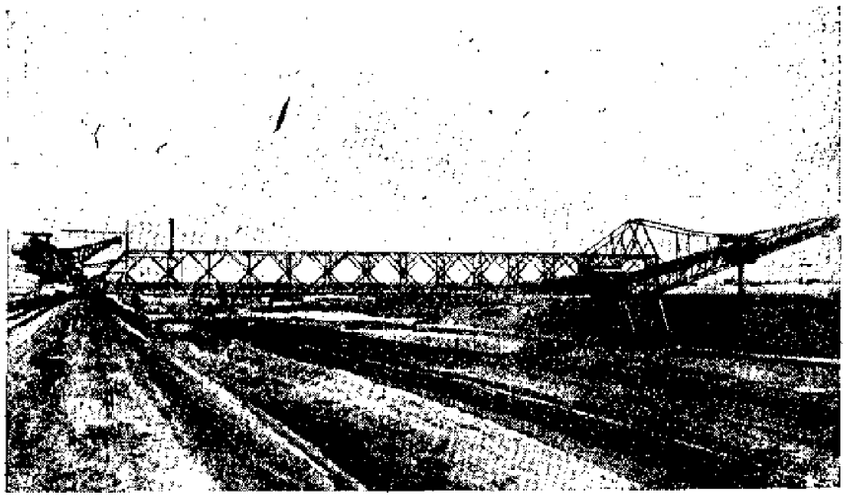


Рис. 240.

то как хохбаггер. Общая мощность разрабатываемых наносов 28 *м*. Поворотный экскаватор передвигается по рельсовому пути, отдельному от пути опоры моста. Благодаря такому разделению путей избегается сотрясение моста от работы экскаватора.

Таблица 21

Характеристика мостовых транспортеров

№ по порядку	Наименование машины	Наименование местности или предприятия	Год постройки	Разработка породы и мощность вскрыши в м	Соотношение мощности пустых пород и мощности используемых	Пролет между опорами в м	Длина консольного вылета в м	Полная длина моста в м	Высота от почвы до нижнего пояса моста в м	Ширина лент в м	Количество колес на обоих опорах	Вес моста в т	Производительность моста в м³/час	Отношение веса моста к часовой производительности	Мощность мотора моста в кз.м	Давление на грунт в кг на см²: со стороны экскаватора	Давление на грунт в кг на см²: со стороны отвала
1	Агнеса	Плесса	1924	—	5 : 1	125	25	150	15	1,00	56	580	500	1,16	150	1,7	1,0
2	Альвина	Брукдорф	1925 — 26	глина	—	75	45	120	25	—	56	650	500	1,30	240	2,6	1,7
3	Принцесса Виктория	Нейрат	1926 — 27	25	—	160	50	210	35	1,25	72	950	800	1,19	450	2,5	1,1
4	Ганза	Требиц	1927	от 23 до 50	5,8 : 1	130	70	200	50	1,25	88	1 230	980	1,25	530	2,5	1,1
5	Эрика	Ильза	1927 — 28	28	—	150	60	210	35	1,20	56	950	800	1,19	450	2,5	1,1
6	Верминггоф	Эйнтрахт	1928 — 29	—	—	180 — 200	60	240 — 260	28	1,60	104	1 650	1 500	1,10	680	2,2	1,1
7	Фридляндер	—	1928 — 29	—	—	150 — 154	—	400	27	1,40 — 1,80	320	4 800	2 040	2,35	900	1,95	1,5
8	Белен	A. S. W.	1930	30 — 32	5,8 : 1	180 — 200	95	275 — 295	50	1,60	128	2 300	1 950	1,18	880	1,5	1,2
9	Клара	Эйнтрахт	1930	10 — 12	—	160	20	180	—	—	—	920	700	1,31	—	1,5	0,9
10	Голша	Эваг	1930	—	—	180 — 200	120	300 — 320	—	—	—	3 700	2 150	1,72	—	2,5	1,8
11	Клейнлейпциш	—	1930 — 31	—	—	200 — 205	—	—	—	—	—	4 200	2 040	2,06	—	—	—
12	Ильза-Ост	Ильза	конструируется	—	—	175 — 190	140	315 — 330	—	—	—	2 750	2 000	1,37	—	—	—
13	Луиза	Вельцове	—	—	—	110	22	132	—	—	—	450	400	1,12	—	—	—
14	Лигнит-де-Остен	Франция	1931	—	—	7,85 — 81	15 — 17,5	98,5 — 98,5	—	—	—	450	350	1,28	—	—	—

6) Мостовой транспортер на руднике „Верминго ф". Схема установки приведена на рис. 234, фиг. 7, а вид—на рис. 241. На этой установке так же, как и на руднике „Ганза", работают два многочерпаковых экскаватора: тифбаггер и хохбаггер. Последний с основным мостовым транспортером соединен вспомогательным мостовым транспортером. Однако, в отличие от установки рудника „Ганза", здесь на отвальной стороне не сделано нижнего разгрузочного транспортера. Салазки, позволяющие изменять в известных пределах расстояние между опорами на описываемой установке, впервые сделаны на экскаваторной стороне, на отвальной же стороне установлена поворотная опора, не допускающая на этой стороне сдвига моста по оси. Такая конструкция опор для этого рудника применена из-за опасений возможности сползания масс со стороны разрабатываемого экскаваторами откоса целика. Жесткая опора со стороны отвала воспринимает на себя часть срывающего усилия и тем уменьшает опасность обвала откоса целика.

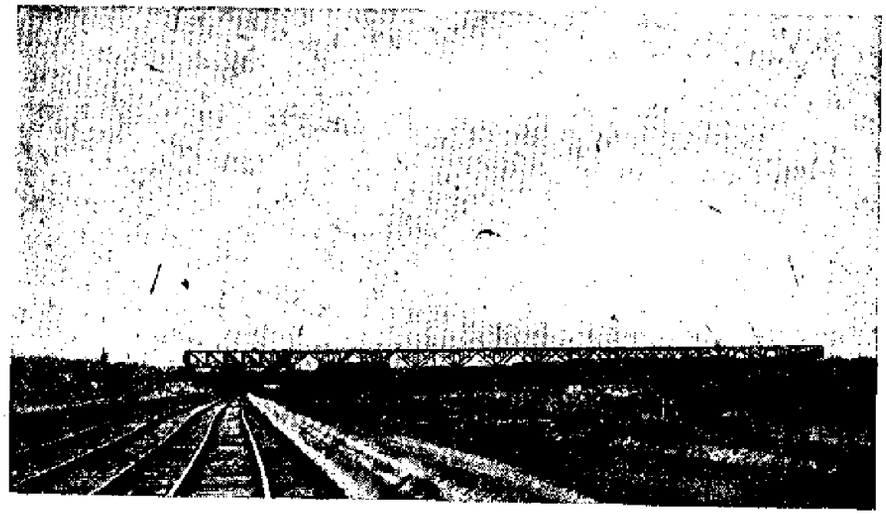


Рис. 241.

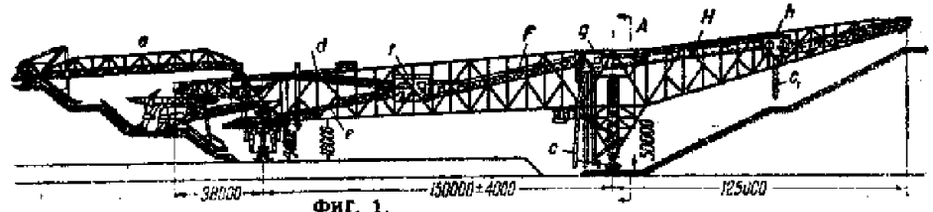
На описываемом мостовом транспортере для ходового устройства впервые применено распределение по системе „Леонардо", которое потом начали применять на всех больших установках мостовых транспортеров.

Деревянная обшивка пути транспортера заменена железной.

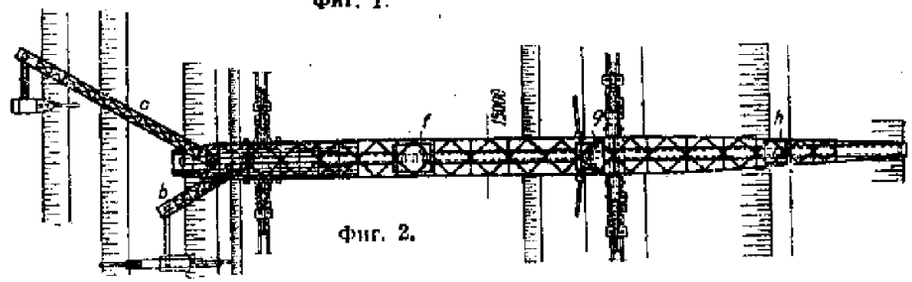
7) Мостовой транспортер на руднике „Фридляндер". Схема установки на руднике „Фридляндер" изображена на рис. 242, фиг. *1* и *2*, а перспективный вид—на рис 243.

Опора мостового транспортера со стороны отвала передвигается по насыпной берме, а со стороны экскаватора — по вскрытому полезному ископаемому. Этот мостовой транспортер занимает первое место по своим колоссальным размерам (см. табл. 21), по своей производительности и большой подвижности. Кроме того, особенностью его является возможность вращения в горизонтальной плоскости вокруг вертикальной оси на опоре со стороны отвала при перемещении опоры с экскаваторной стороны. Все возникающие силы от сдвига и ветра воспринимаются опорой на стороне

отвала. Вскрышной забой разрабатывается в три уступа (рис. 242 и 243), причем порода с нижнего и среднего уступа добывается многочерпаковым комбинированным экскаватором (см. II часть „Горные выработки и горные работы", стр. 76), а верхний—обыкновенным тифбаггером. Порода от тифбаггера подается к мостовому транспортеру посредством добавочного транспортера *a* (рис. 242, а также рис. 244), длина которого 92 *м*, а от комбинированного экскаватора посредством добавочного транспортера *b*, длиною



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 242.

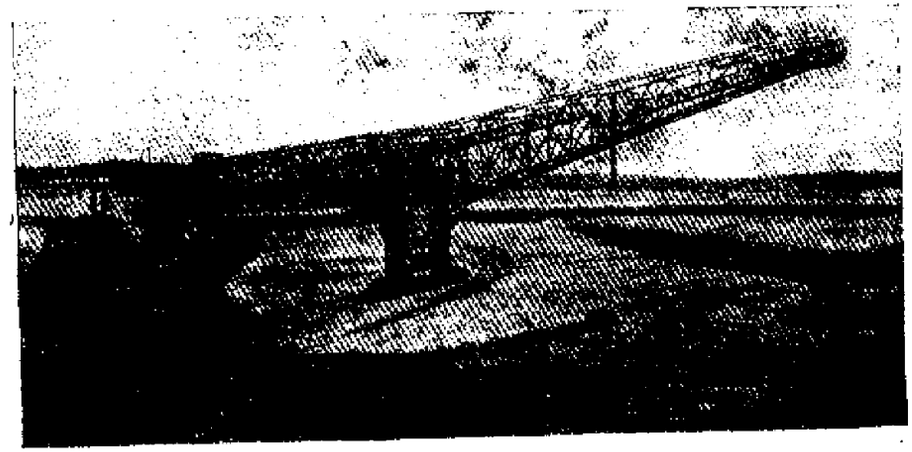


Рис. 243.

38 *м* (рис. 242, фиг. 2). Расположение транспортеров в плане изображено на рис. 242, фиг. 2. Оба добавочных транспортера одним своим концом опираются на главный мостовой транспортер, а другим — на рельсовые пути, уложенные на соответствующей площадке вскрышного забоя. Добавочные транспортеры могут вращаться вокруг оси на мостовом транспортере на 30° в каждую сторону и могут перемещаться по оси моста. Благодаря такому

устройству каждый экскаватор имеет свободу для своей работы и не зависит от работы моста. Такая конструкция дает возможность: 1) в случае ремонта одного экскаватора беспрепятственно продолжать работу другим, 2) в случае подхода к местам уступа с большей мощностью продолжать работу экскаватора несмотря на то, что он будет отставать от других экскаваторов.

От добавочных транспортеров *a* и *b* порода передается на ленты *e* и *d*, с которых порода в машинном отделении поступает на передаточную ленту *f*. С ленты *f* порода до опоры с отвальной стороны транспортируется по общей ленте *F*. Над опорой со стороны отвала помещается второе передаточное место *g*, которое позволяет в случае надобности разгружать часть породы в вертикальные или наклонные трубы *c* для подсыпки пути для опоры, а остальную часть породы передавать на ленту *H*, расположенную на вылете. Третье передаточное место *h* находится на самом вылете. Здесь также имеется возможность отгрузить часть породы в нижний уступ отвала при помощи трубы c_1. Угол поворота всего моста может доходить до 45° в каждую сторону от его нормального положения. Кроме того имеется возможность изменять расстояние между опорами на 20 *м* и допускается разница высот рельсовых путей опор моста до ±5,5 *м*. Отклонение моста от всех предельных положений предотвращается автоматическими выключателями, благодаря чему предупреждаются поломки частей.

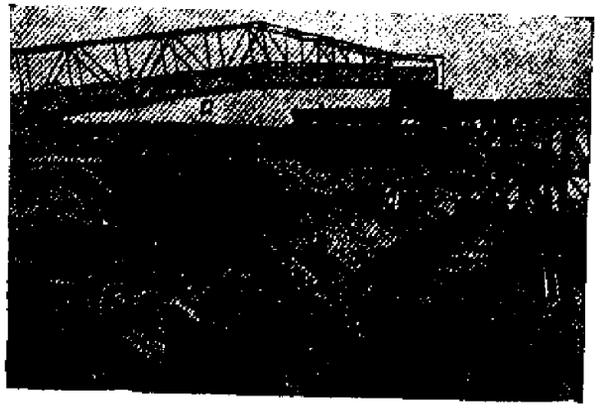


Рис 244.

Рабочая скорость транспортеров следующая: у поперечных транспортеров 1,5 и 3 *м*/сек, у добавочных транспортеров 1,75 *м*/сек. и у главных — 2 *м*/сек. Скорость хода мостовых опор — 12 *м*/мин. при давлении ветра в 15 *кг*/*м*² и при подъеме 0,0125; и 8 *м*/мин. при давлении ветра 50 *кг*/*м*² на горизонтальном пути. Благодаря большому весу мостового транспортера и сложности его, вся конструкция выполнена из высокосортной стали.

Описываемый мостовой транспортер приводится в действие исключительно *переменным трехфазным током* напряжением в 5600 V. Для обслуживания всех движений на мосту установлен 81 мотор с общей установленной мощностью 3560 kW, включая в эту цифру моторы экскаваторов и добавочных транспортеров. Ток подводится со стороны отвала к главному распределительному устройству, находящемуся на мосту также со стороны отвала. Внутреннее устройство распределительной будки представлено на рис. 245. Площадь пола будки равна 15 × 10 *м*². Уже эти цифры показывают, какие колоссальные размеры имеет мостовой транспортер. Со стороны экскаваторов помещается добавочное распределительное устройство несколько меньших размеров, а именно: 10 × 6 *м*². На распределительных устройствах установлены трансформаторы, понижающие напряжение до 380 V для питания моторов, мощность которых меньше 100 л. с.

Упомянутые выше автоматические выключатели снабжены добавочными сигнальными приборами, которые световыми и звуковыми сигналами предупреждают обоих машинистов моста, а также и машинистов экскаваторов об опасности, т. е. о переходе мостом предельного положения. Все сигналы и все устройство управления мостом собраны на столах, имеющих вид парты (рис. 246).

На этих же столах установлены: 1) амперметры и специальные приборы, показывающие скорость хода, давление ветра, 2) кнопки для сигнализации

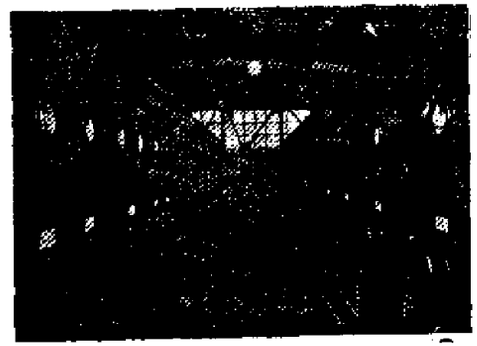


Рис. 245.

Рис. 246.

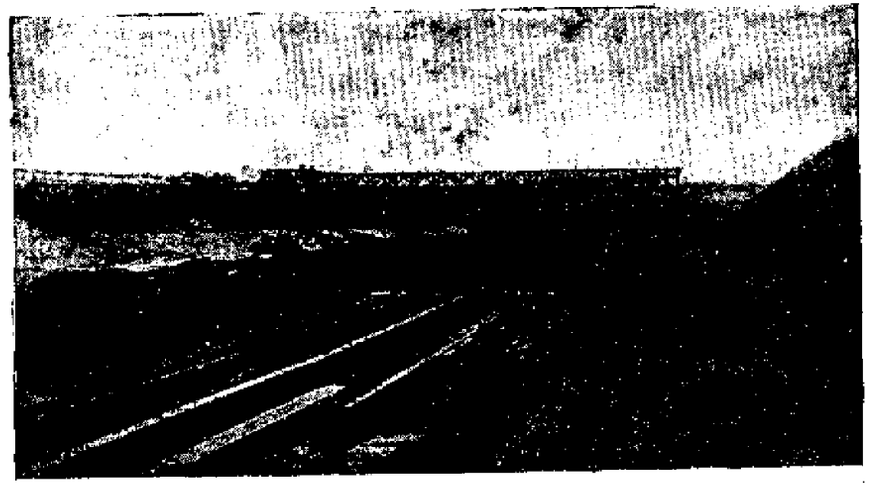


Рис. 247.

и выключения моторов в момент опасности, 3) телефон для сообщения между собой персонала, обслуживающего мостовой транспортер.

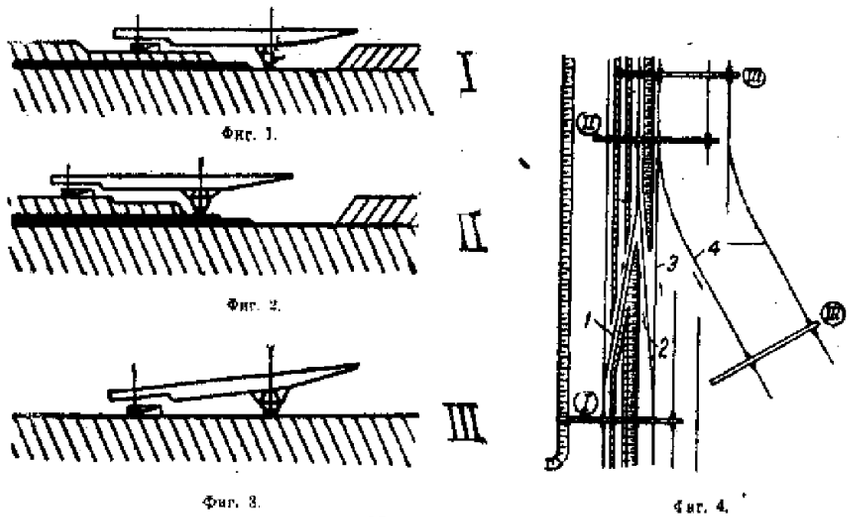
На опоре с отвальной стороны имеется лифт для подъема людей на мост, т. е. на высоту в 40 *м*. Для освещения моста развита значительная осветительная сеть. Кроме того, на случай перерыва тока от главной силовой сети на мосту имеется установка для временного освещения.

8) **Мостовой транспортер на руднике „Белен"**. Схема установки мостового транспортера на руднике „Белен" изображена на рис. 234,

фиг. 8, а вид — на рис. 247. Установка произведена для разработки двух угольных пластов (на схеме пласты заштрихованы), между которыми залегает пласт песка. Опора со стороны отвала установлена на нижнем слое нижнего пласта угля. Подобный способ установки опоры был избран во избежание оползней отвала, высота которого должна достигнуть 50 *м*. На описываемом мостовом транспортере лента шириной 1,6 *м* идет без перерывов от экскаваторной стороны до конца вылета. Такое устройство объясняется тем, что не требуется сбрасывания породы для подсыпки пути опоры (опора идет по углю) и насыпки нижнего уступа отвала (отвал без уступов).

Мостовой транспортер обслуживается тифбаггером и поворотным многочерпаковым экскаватором с добавочным транспортером. Этот последний дает возможность разрабатывать тупиковые забои уступа.

9) Мостовой транспортер на руднике „Клара". Схема установки мостового транспортера на руднике „Клара" изображена на рис. 234, фиг. 2. Мощность разрабатываемых наносов всего 10—12 *м*. Благодаря местным



Фиг. 1. Фиг. 2. Фиг. 3. Фиг. 4.

Рис. 248.

условиям можно было обойтись без вылета моста. Порода от экскаватора до места сбрасывания транспортируется одной беспрерывной лентой. Разгрузка происходит через двойное разгрузочное приспособление, которое дает возможность ссыпать породу как до опоры, так и позади нее.

10) Мостовой транспортер на руднике „Голпа". Схема установки мостового транспортера на руднике „Голпа" изображена на рис. 234, фиг. 9.

На этом руднике разрабатываются два пласта угля с прослойком пустой породы между ними. Опора моста со стороны отвала установлена на прослойке, поверхность которого выравнивается поворотным экскаватором, установленным около опоры. Добытая из прослойка порода при помощи подвешенного к вылету моста особого транспортера *E* подается к отвалу и образует нижнюю часть его *a*. Вскрышной забой разрабатывается тифбаггером и хохбаггером с добавочным транспортером. У всех ранее описанных мостовых транспортеров, присоединенных к экскаваторам (тифбаггерам), черпачная рама подвешена к нижней обвязке моста. Такая связь рабочей

части экскаватора с мостом дает лишние вредные сотрясения мосту. Для избежания этих сотрясений на руднике „Голпа" черпачная рама экскаватора (тифбаггера) подвешена на отдельной стреле *f*, не соединенной с мостом. Тифбаггер имеет черпаки емкостью 800 *л*.

Через 6—8 лет описанную установку предполагается перевести на другую разработку, причем переход ее должен быть произведен без разборки.

Схема перевода представлена на рис. 248, на котором фиг. *1* схематически показывает первое нормальное положение моста, когда опора его стоит на прослойке, фиг. *2* — второе положение, когда опора поднялась на верхний пласт угля, и фиг. *3* — третье положение, когда весь мост выехал на поверхность; на фиг. *4* показана схема расположения путей для опор, а стрелками обозначено направление движения моста для выхода на поверхность.

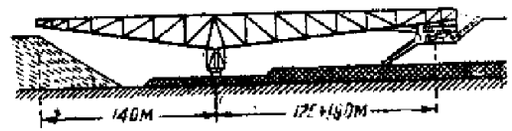


Рис. 249.

При первом положении опора движется по направлению стрелки, по пути *1*, постепенно выезжая на верхний пласт угля, т. е. чтобы принять второе положение; затем опора моста начинает двигаться назад по пути 2 и опять вперед по пути *3* до тех пор, пока не выедет на поверхность, т. е. мост примет третье положение. После этого весь мост по путям *4* может быть отведен по поверхности к новому месту работы.

11) Мостовой транспортер на руднике „Клейнлейпиш". Вскрышной забой на руднике „Клейнлейпиш" разрабатывается в три уступа четырьмя экскаваторами, которые подают добытую ими породу на мостовой транспортер. Расстановка экскаваторов следующая. На верхнем уступе работает хохбаггер, который добытую породу на мост подает при посредстве боковых транспортеров и добавочного моста. Второй уступ разрабатывается двумя экскаваторами, расположенными по одному с каждой стороны моста. Оба экскаватора подают на мост добытую породу боковыми транспортерами. Третий забой разрабатывается тифбаггером, который добытую породу подает через боковой и добавочный транспортер к подвешенному на мосту нижнему транспортеру. Порода по нижнему транспортеру подается только до опоры на стороне отвала.

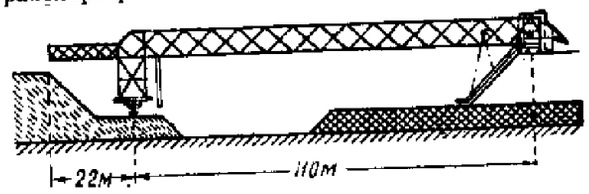


Рис. 250.

12) Мостовой транспортер для рудника „Ильзе-Ост". Этот транспортер находится еще в стадии конструкции. Опору моста предполагается установить на угле. Обслуживать мост должны два экскаватора: поворотный хохбаггер и тифбаггер нормальной конструкции. Схема установки показана на рис. 249. Оба экскаватора должны быть установлены на общем пути. Для подачи породы от экскаваторов не предполагается применять добавочных мостовых транспортеров.

13) Мостовой транспортер для рудника „Луиза". Схема предполагаемой установки мостового транспортера на руднике „Луиза" изображена на рис. 250. Из сравнения конструктивных размеров этой установки

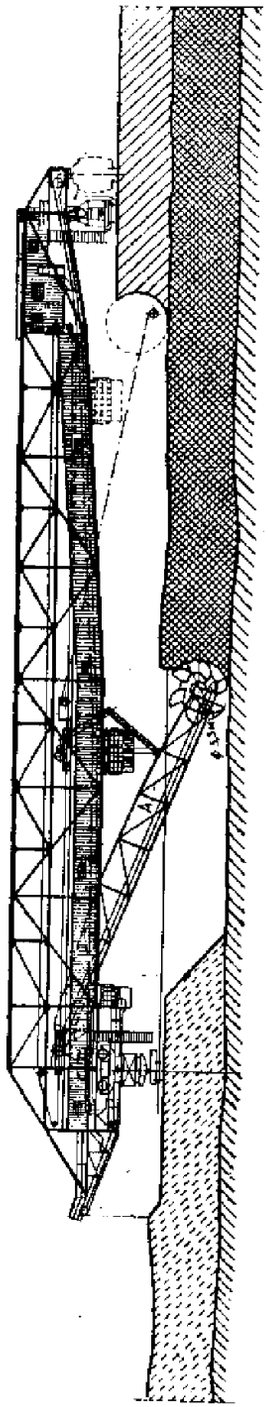


Рис. 251.

с установкой на руднике „Агнеса“ (см. табл. 21) видим, что этот мостовой транспортер будет самым малым по размерам и самым легким по весу. Общая конструкция его является почти копией установки на руднике „Агнеса“. Однако здесь впервые предполагается путь транспортной ленты сделать без обшивки. Отсутствие обшивки уменьшает общий вес установки примерно на 40 *т*, но увеличивает влияние погоды на ленту и ролики, что вероятно увеличит ремонт всей транспортной установки.

14) Мостовой транспортер для рудника „Лигнит де Остен“. Схема предполагаемой установки изображена на рис. 251.

Эта установка предназначена для французского буроугольного рудника. Впервые для добычи пустой породы и угля совместно с мостовым транспортером применен ротативный экскаватор (см. II часть „Горные выработки и горные работы“, стр. 90). В виду малой производительности как по вскрыше, так и по углю, добыча обеих пород будет производиться одним снарядом. Одну опору моста устанавливают на дневной поверхности, а вторую—на поверхности отвала, благодаря чему отпадает надобность укладывать пути в карьере.

Хобот экскаватора *A*, несущий на своем нижнем конце колесо с черпаками, может подниматься и опускаться и кроме того передвигаться по оси моста примерно на 30 *м*. При разработке вскрыши хобот приподнимают над верхней плоскостью вскрытого угольного пласта и по мере снятия колесом породы подвигают его вперед. Добытая порода из ковшей на колесе попадает на транспортер, находящийся на раме хобота и далее с него на мостовой транспортер. Этим последним порода перемещается в том же направлении *к отвалу*. Благодаря возможности перемещения хобота на 30 *м* вдоль оси моста имеется возможность вскрыть значительную площадь полезного ископаемого.

При разработке пласта угля хобот опускается, добытый уголь попадает на транспортер, который при этом движется в обратную сторону, благодаря чему уголь отвозится *в сторону экскаватора*, где происходит погрузка его в вагоны.

Мостовой транспортер может поворачиваться в горизонтальной плоскости на 30° в ту или другую сторону.

Преимуществом такого устройства является то, что ротативный экскаватор легко может приспособляться к неровностям почвы и кровли пласта, что было бы затруднительно для обыкновенного многоковшевого экскаватора, для которого пришлось бы выравнивать путь.

§ 79. ТЕХНИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ МОСТОВЫХ ТРАНСПОРТЕРОВ В ГЕРМАНИИ

В настоящем параграфе приведем некоторые данные о работе мостовых транспортеров.

Стоимость мостовых транспортеров. Стоимость сооружения мостовых транспортеров в зависимости от сложности конструкции колеблется от 900 до 1500 германских марок или от 423 до 705 золотых рублей за *т* конструктивного веса франко-завод-изготовитель.

Отсюда, принимая вес мостовых транспортеров, указанный в табл. 21, видим, что стоимость их в Германии колеблется от 190 000 до 3 400 000 зол. руб.

При приобретении мостовых транспортеров для нашего Союза, учитывая все накладные расходы, фрахт и монтаж, стоимость их на руднике будет от 380 000 до 6 800 000 руб.

Такая *высокая стоимость может окупиться только при большой производительности и более или менее значительном сроке существования рудника*. Надо помнить, что

конструкция мостового транспортера должна приспособляться к специфическим особенностям залегания полезного ископаемого, а поэтому мостовой транспортер, хорошо работающий на руднике, для которого он заказан, не сможет вовсе или будет плохо работать на другом руднике с иными условиями залегания.

Это обстоятельство указывает на то, что применение мостовых транспортеров рационально только на рудниках, для которых они заказаны, и на рудниках, на которых имеющийся запас полезного ископаемого при большой производительности рудника обеспечивает срок его существования в 15 — 20 лет.

Коэфициент использования мостовых транспортеров. Перерывы в работе мостовых транспортеров из-за разных неполадок по данным германских авторов колеблется между 8 и 10% от общей продолжительности смены, а общий коэфициент использования 0,75 — 0,7. Надо заметить, что процент остановок из-за повреждений мостовых транспортеров увеличивается в зимнее время. Так например на руднике „Ганза“ в некоторые летние месяцы процент простоев был около 4, а в феврале (зима) поднялся до 22.

Стоимость ремонта. Расходы по ремонту транспортных мостов в среднем можно считать от 1 до 1,5 германских пфеннигов (от 0,5 до 0,75 коп.) на 1 $м^3$ добытой породы. Расходы на *т* или $м^3$ добытой породы по ремонту экскаваторов, связанных с мостом, благодаря более полному использованию их во времени, несколько уменьшаются против стоимости ремонта при работе с откаткой добытой породы.

Расход энергии. В виду различной длины пути перемещения породы по мостовому транспортеру и разной их производительности, расход энергии следует исчислять на перемещение 1 $м^3$ породы на длину пути в 1 *м*, т. е. на величину $м \cdot м^3$.

Практические данные дают следующие цифры:

1) На руднике „Агнеса“ для транспортировки 3 632,5 $м^3$ породы на расстояние 145 $м$ требовался расход энергии 1500 kW/час. Таким образом работа, совершенная транспортером, была равна:

$$3632{,}5 \times 145 = 526\,700\ м^3 \cdot м,$$

а расход энергии на $м^3 \cdot м$:

$$1500 : 526\,700 = 0{,}00286\ kW/час.$$

2) На руднике „Альвина“ для транспортировки 500 $м^3$ на расстояние 110 $м$ расход энергии колеблется от 80 до 110 kW, что дает на $м^3 \cdot м$ от 0,00145 до 0,00200 kW/час.

Как указывалось при описании мостовых транспортеров, на некоторых из них установлено обогревание пути транспортера посредством электричества. Расход энергии на обогревание составляет примерно 200% от общего расхода энергии на транспортировку, но по отношению к общим расходам по обслуживанию мостового транспортера в германских условиях расход на отопление составляет всего 0,6%.

Общий расход энергии на всю установку (экскаваторы и мостовой транспортер) в зависимости от свойств породы и длины пути породы по лентам транспортеров колеблется от 0,45 до 1,00 kW/час на $м^3$ добытой породы в плотном теле.

Расход на смазку и обтирку. Расход на смазку и обтирку при отопляемом пути транспортера в среднем составляет около 50% от стоимости энергии.

Рабочая сила и производительность труда. В качестве примера необходимого количества рабочих для обслуживания установок мостовых транспортеров приведем установки на рудниках „Агнеса“ и „Ганза“.

Таблица 22

Количество рабочих для обслуживания установок мостовых транспортеров

Квалификация рабочих	Число рабочих	
	„Агнеса“	„Ганза“
Машинист мостового транспортера с экскаваторной стороны	1	1
Машинист со стороны отвала	1	1
Персонал экскаватора	2	2
Рабочие по передвижке рельсовых путей и обслуживанию	7	7
Электрик на распределительной установке	1	1
На приводах транспортеров	1	1
Истопник	1/2	—
Итого в смену	13 1/2	13

В связи с малым штатом обслуживающего персонала производительность труда достигает от 160 до 250 $м^3$ на человека в 10-часовую смену. Приведенные цифры показывают, что производительность труда при

применении мостовых транспортеров в 2—3 раза больше, чем при электровозной откатке породы в отвалы.

Общая стоимость 1 $м^3$ добытой породы. По германским данным стоимость 1 $м^3$ породы при применении мостовых транспортеров на рудниках: „Агнеса“, „Ганза“, „Эрика“, „Вермингтоф“, „Белен“, „Клара“ и „Фридляндер“ в среднем слагается из следующих статей (в пфеннигах)

1) зарплата	4,64
2) материалы	4,97
3) прочие расходы (исключая амортизацию)	5,74
итого	15,35

4) амортизация в зависимости от конструкции моста и его производительности колеблется от 10 до 15 пф.

Таким образом в германских условиях полная стоимость экскавации — от 25,35 пф. до 30,35 пф., или на наши деньги от 12 до 14,3 золотых коп.

В приведенную цифру зарплаты вошли все расходы по обслуживанию мостового транспортера, экскаваторов и по всем мастерским и ремонтным работам, а также подсобным работам, как-то: зачистке полезного ископаемого, по обслуживанию машин для передвижки путей и т. п.

В расходы на материалы вошли все запасные части для мостового транспортера, экскаватора, машин для передвижки путей.

В прочие расходы включены: налоги, страхование и другие общие расходы, исключая амортизацию и проценты.

Условия применения мостовых транспортеров. На основании работы на осуществленных в Германии установках мостовых транспортеров можно сделать заключение, что *установка их дает экономичные результаты при соотношении мощности пустых пород к мощности полезного ископаемого 6 : 1, а в некоторых случаях даже 8 : 1.*

§ 80. СРАВНЕНИЕ РАБОТЫ БАШЕННЫХ ЭКСКАВАТОРОВ И МОСТОВЫХ ТРАНСПОРТЕРОВ

Из сделанного в предыдущих параграфах описания башенных экскаваторов и мостовых транспортеров можно видеть, что:

1) оба типа оборудования являются еще новыми достижениями техники, а поэтому находятся еще в стадии своего развития;

2) оба типа оборудования имеют общее назначение избежать транспорта в вагонах пустой породы в отвал и тем самым облегчить и удешевить работы по вскрыше месторождения.

Для того чтобы произвести оценку каждого снаряда, произведем сравнительное описание особенностей работы каждого.

Описание устройства и работы башенных экскаваторов и мостовых транспортеров дает возможность сделать следующие выводы:

1. *Башенный экскаватор добывает и транспортирует* добытую породу черпаком; мостовой транспортер *только транспортирует* породу, а добыча производится многочерпаковыми экскаваторами.

2. *Башенный экскаватор может добывать и транспортировать как пустые породы, так и полезное ископаемое; мостовой транспортер может транспортировать только пустые породы.* Исключением пока является мостовой транспортер на руднике Лигнит де Остен.

3. *Башенный экскаватор* работает *в стационарном положении*, т. е. стоя на одном месте, и перемещается только *периодически; мостовой транспортер работает, находясь все врем в движении.*

4. *Башенный экскаватор добывает и транспортирует добытую породу или полезное ископаемое периодически* (сначала только черпает, затем только транспортирует); *мостовой транспортер и связанные с ним экскаваторы добывают и транспортируют добытую породу непрерывно.*

5. *Башенный экскаватор добывает и транспортирует породу* или полезное ископаемое, *находясь на дневной поверхности*, что освобождает карьер от необходимости прокладывать в карьере рельсовые пути для откатки полезного ископаемого и устраивать подъемники для выдачи полезного ископаемого на поверхность. *Мостовой транспортер*, работая на подошве карьера, *не освобождает карьер от необходимости прокладки рельсовых путей как для самого себя и экскаваторов, так и для откатки полезного ископаемого*, и не освобождает от необходимости устройства подъемников. Последние обычно являются узким местом в работе карьера.

6. *Если на руднике предусматривается вскрыша и добыча полезного ископаемого несколькими башенными экскаваторами, то можно не предусматривать сколько-нибудь значительного резерва* ни в производительности отдельных башенных экскаваторов ни в количестве их. Это объясняется тем, что в случае неполадок со снарядом, занятым на добыче полезного ископаемого, можно перебросить на добычу любой снаряд, занятый на вскрышных работах, и наоборот.

При работе мостового транспортера добыча пустой породы производится многочерпаковыми экскаваторами, которые должны рассчитываться *на повышенную производительность. Этот резерв в Германии оценивается от 20 до 100% от нормально требующейся производительности.* Многочерпаковые экскаваторы во время морозов останавливаются и в это время представляют собой лишь омертвленный капитал. Хотя во время морозов работа по вскрыше башенными экскаваторами также останавливается, но в это время они не являются бесполезным оборудованием, так как могут быть переброшены на добычу полезного ископаемого, что вызывается необходимостью в виду понижения производительности добычных снарядов из-за холодов.

7. При применении мостовых транспортеров разность между горизонтами путей опоры в разные моменты работы может, вообще говоря, колебаться в пределах $\pm$ 5% от пролета моста; для башенного экскаватора эти колебания могут быть значительно бо́льшими.

8. *Уклон путей для передвижения мостового транспортера не должен быть больше 0,0125—0,0165; уклон же путей для башенного экскаватора, передвигающегося на гусеницах, может доходить до 0,067.*

9. *При применении мостовых транспортеров отвал получается не спланированным; при применении башенных экскаваторов отвал может быть спланирован при помощи боковых качающихся транспортеров.*

10. *При применении мостовых транспортеров вся транспортировка пустой породы ложится на один агрегат; при работе же башенных экскаваторов эта работа распределяется между несколькими агрегатами, что дает бо́льшую равномерность работы.*

11. *Мостовой транспортер располагается в карьере и его опоры находятся вблизи откосов; башенный экскаватор располагается на бортах карьера или борту карьера и отвала*, причем каждая башня удалена от края откоса примерно на 20 *м*, что дает *бо́льшую безопасность работы.*

12. *Производительность мостового транспортера в несколько раз выше производительности башенного экскаватора*, следовательно одному мосту соответствует несколько башенных экскаваторов. *Организация же работы одним мостом проще, чем несколькими башенными экскаваторами.*

13. *Работа башенными экскаваторами более гибка*: потому что всегда можно без всяких затруднений добавить или убрать несколько агрегатов. Убранные башенные экскаваторы могут быть применены на другом руднике. В противоположность этому *мостовые транспортеры допускают величение своей производительности только после переделки*, перенести же мост на другое предприятие можно только в случае наличия на нем одинаковых с первым условий залегания.

14. *Расход энергии на 1 м³ вынутой породы у башенных экскаваторов близок к нижнему пределу расхода мостовыми транспортерами*, но благодаря периодичности работы у башенных экскаваторов имеют место значительные *пиковые нагрузки, в то время как у мостовых транспортеров энергия расходуется более равномерно.* Это обстоятельство при применении башенных экскаваторов заставляет строить *более мощную электростанцию*, которая могла бы принять пиковые нагрузки.

Приведенное сравнение качеств двух молодых, но уже конкурирующих между собой установок показывает, что в зависимости от местных условий возможен перевес либо в пользу мостового транспортера, либо в пользу башенного экскаватора.

При выборе типа установки большое значение имеет размер первоначальных затрат, которые может предприятие вложить на капитальное оборудование рудника. При отсутствии средств иногда приходится ставить более дешевое, но зато менее рациональное оборудование.

Капитальные затраты при применении мостовых транспортеров во многих случаях больше, чем при применении башенных экскаваторов.

§ 81. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧИХ РАЗМЕРОВ МОСТОВОГО ТРАНСПОРТЕРА

При применении для транспорта пустых пород мостового транспортера необходимо определить следующие главные его размеры:

1) общую длину транспортного моста . . . . . L *м*
2) расстояние между опорами . . . . . l *м*
3) угол подъема конца консольного вылета . . . . . $\delta°$

Для вывода формул, которые дали бы нам возможность определить ориентировочные рабочие размеры транспортного моста, разберем общий случай, т. е. когда разработка наносов производится в два уступа и откос отвала также имеет два уступа (рис. 252).

Обозначим:

мощность разрабатываемых наносов . . . . . h *м*
высоту первого уступа, считая от полезного ископаемого . . . . . h_1 *м*
высоту полотна путей отвальной опоры . . . . . h_2 *м*
превышение первого уступа отвала над уровнем полотна отвальной опоры . . . . . h_3 *м*
общую высоту отвала . . . . . H *м*
мощность разрабатываемого полезного ископаемого . . . . . d *м*
угол откоса пустой породы в целике . . . . . $\gamma°$
угол откоса пустой породы в отвале . . . . . $\beta°$

угол откоса полезного ископаемого . . . . . $\alpha°$
расстояние от оси экскаватора, разрабатывающего первый уступ наносов до верхней кромки откоса забоя . . . . . l м
ширина площади вскрытого полезного ископаемого . . . . . a м
ширина площади выработанного пространства свободного от отвала b м
ширина полотна для путей отвальной опоры . . . . . c м
ширина верхней площадки первого уступа отвала . . . . . f м
угол подъема конца консольного вылета мостового транспортера . $\delta°$
высота опоры мостового транспортера на экскаваторной стороне . m м
высота отвальной опоры мостового транспортера . . . . . F м
глубина одной заходки (величина передвижки путей) . . . . . S м
коэфициент разрыхления породы . . . . . k_2
длина консольного вылета . . . . . l_1 м

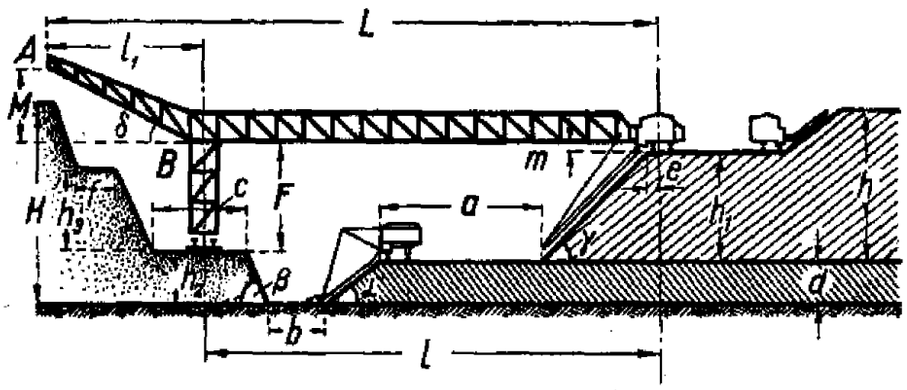


Рис. 252.

На основании рассуждений, сделанных при определении рабочих размеров экскаваторов, мы можем написать, что

$$L=e+h_1 \operatorname{cotg}\gamma+a+d \operatorname{cotg}\alpha+b+c+f+k_2h \operatorname{cotg}\beta+0{,}25\,S \qquad (108)$$

$$l=e+h_1 \operatorname{cotg}\gamma+a+d \operatorname{cotg}\alpha+b+h_2 \operatorname{cotg}\beta+0{,}5c \qquad (109)$$

$$H=k_2h+0{,}25S \operatorname{tg}\beta \qquad (110)$$

При расположении оси путей отвальной опоры посредине ширины полотна путей, длина консольного вылета:

$$l_1=0{,}5\,c+f+(H-h_2)\operatorname{cotg}\beta$$

или, подставляя вместо H его значение из выражения (110), имеем:

$$l_1=0{,}5\,c+f+(k_2h-h_2)\operatorname{cotg}\beta+0{,}25\,S. \qquad (111)$$

При горизонтальном расположении пролета мостового транспортера между опорами должно быть соблюдено равенство высот от почвы полезного ископаемого до фермы моста как на отвальной, так и на экскаваторной стороне, т. е.

$$F+h_2=d+h_1+m,$$

откуда высота отвальной опоры:

$$F=d+h_1+m-h_2. \qquad (112)$$

Для помещения в отвал всей добываемой породы минимальная величина превышения конца консольного вылета на верхнем конце отвальной опоры должна удовлетворять следующему равенству:

$$M=H-(F+h_2)$$

или, подставляя вместо H и F их значения из выражений (110 и 112) получим:

$$M=k_2h+0{,}25\,S\operatorname{tg}\beta-d-h_1-m. \qquad (113)$$

Угол подъема конца консоли находим из треугольника ABC, в котором:

$$M=l_1\operatorname{tg}\delta, \qquad (114)$$

Из выражения (113) имеем

$$\operatorname{tg}\delta=\frac{M}{l_1}=\frac{k_2h+0{,}25S\operatorname{tg}\beta-d-h_1-m}{0{,}5c+f+(k_2h-h_2)\operatorname{cotg}\beta+0{,}25S}. \qquad (115)$$

Пользуясь выведенными формулами, можно определить в зависимости от условий разработки все основные размеры мостового транспортера без графического построения в масштабе всей установки.

§ 82. ВОССТАНОВЛЕНИЕ ДЛЯ ХОЗЯЙСТВЕННЫХ НУЖД ПЛОЩАДЕЙ, ИСПОРЧЕННЫХ ОТКРЫТЫМИ РАЗРАБОТКАМИ

Открытые разработки, как указывалось в начале настоящего курса и как ясно из всего изложенного выше, перемещая большие земляные массы с одного места на другое, уничтожают на разрабатываемой площади не только всю растительность, но и плодородный слой почвы, смешивая его с различными неплодородными грунтами. При большом масштабе применения метода открытых разработок для добычи самых разнообразных полезных ископаемых цветущая и плодородная местность может приобрести *унылый ландшафт и на долгие годы стать бесполезной для хозяйственных нужд страны*. Таким образом, приобретая одну ценность в виде добытого полезного ископаемого, страна теряет другую ценность, которую могла бы дать плодородная почва.

Чтобы смягчить эту потерю, необходимо озаботиться принятием мер к скорейшему восстановлению плодородия и общего ландшафта местности.

Для этого прежде всего надо стремиться *так устраивать отвалы, чтобы поверхность их была удобна для ее возделывания*. В этом отношении наихудшую форму представляют собой *терриконики*. Поэтому их следует, где только возможно, избегать, используя овраги для отвалов на поверхности.

Завалка выработанного пространства дает, во-первых, наименьшую площадь, испорченную открытыми разработками, и, во-вторых, наиболее легко восстанавливаемую форму отвала.

В смысле восстановления плодородия самым рациональным было бы отдельно добывать плодородный почвенный покров и затем прикрывать им поверхность отвала. Но, к сожалению, этот метод очень осложняет разработку и требует таких больших затрат, что даже при сохранении очень высокоценных почв он не является рентабельным.

По данным германских специалистов (проф. Кегель) стоимость пересадки почвы слоем толщиной в 50—100 *см* с площади в один гектар обходится в 5000—10 000 марок. Поэтому даже такая страна, как Германия, *в которой открытые разработки занимают значительные площади и которая* имеет весьма ограниченные площади для земледелия, до настоящего времени не применяет этого метода восстановления плодородия отвалов.

Однако

для скорейшего восстановления хозяйственной ценности отвалов везде, где только представляется возможность, следует насыпать в верхнюю часть отвалов грунты, способствующие скорейшему возникновению плодородия.

Такими грунтами являются: некоторые *суглинки*, *мергелистые слои породы*, *глинистые* и *шпатовые пески* и т. п.

Кроме указанных мероприятий, зависящих от горняка-эксплоататора, необходимо принять ряд других мер, ускоряющих процесс восстановления сельскохозяйственной ценности поверхности отвалов. В этом направлении специалисты Германии после ряда наблюдений и опытов пришли к заключению, что

поверхность отвала следует засаждать растениями неприхотливыми, но обогащающими почву азотистыми веществами и способствующими развитию почвенных бактерий.

Развитию почвенных бактерий способствует *густота тени*, даваемая листвой растений.

Из древесных растений наилучшие результаты дает *белая ольха и акация*. Однако ценность древесины обоих указанных видов мала, а поэтому исключительное насаждение их не имеет смысла. Поэтому в Германии, кроме *белой ольхи*, насаждаются: *береза*, *красный дуб*, *канадский тополь*, *черешня*, *рябина*, *красная ольха*, *клен* и т. д. Все эти деревья прививаются под защитой белой ольхи, которая усиленно содействует образованию *гумуса*. Затем, по прошествии нескольких лет, они затеняют ольху, которая благодаря этому вымирает. Через 15 лет восстанавливается ценность площади отвала культивированной посадкой лиственного насаждения. *Хвойные деревья* (сосна, ель и другие) *не пригодны для рассматриваемой цели*, так как благодаря отсутствию листопада почти не производят гумуса и очень мало предохраняют почву от высушивания под влиянием солнечных лучей.

Для ускорения насаждения на свежеобразованных отвалах *зерновых культур*, *свеклицы и картофеля*, необходимо предварительное *искусственное удобрение* и в течение 5—10 лет насаждение *люцерны*. Из искусственных удобрений наиболее пригодны *томасовая мука*, *калий*.

Для фруктовых и тутовых деревьев также требуется предварительное *искусственное удобрение или предварительная посадка растений*, способствующих образованию гумуса.

При проектировании работ по восстановлению отвалов иногда необходимо предусмотреть понижение уровня грунтовых вод, влияние газообразования и других факторов, вредных для растительности.

§ 83. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие существуют методы образования отвалов в выработанном пространстве?
2. Опишите метод образования отвалов ручными работами.
3. Какая допустимая высота уступа отвала при ручных работах?
4. Опишите работу плугов на отвалах.
5. Какая допускается высота уступа отвала при работе отвальными плугами?
6. Какие преимущества имеет работа плуга на отвале против ручной работы?
7. Что такое абзетцер?
8. Какие существуют типы абзетцеров?
9. Какие методы применяются для образования стволов абзетцерами? и какие преимущества имеет каждый из них?
10. Какие преимущества имеют абзетцеры против отвальных плугов?
11. Опишите устройство осуществленных и проектирующихся мостовых транспортеров.
12. Что обслуживает мостовой транспортер?
13. При какой скорости ветра должна прекращаться работа мостового транспортера?
14. На каком германском руднике установлен самый большой мостовой транспортер?
15. Какие преимущества и недостатки имеет мостовой транспортер по сравнению с башенным экскаватором?
16. Какие мероприятия необходимо соблюдать для облегчения скорейшего восстановления хозяйственной ценности поверхности отвала?

§ 84. ЗАДАЧА

Определить длину транспортера у многочерпакового экскаватора с верхним черпанием при разработке вскрышного забоя высотой в 12 *м*, если мощность полезного ископаемого $d = 1{,}8$ *м*, угол откоса забоя полезного ископаемого $\alpha = 45°$, $a = 15$ *м*, $b = 5$ *м*, $\beta = 35°$, $k_s = 1{,}25$, $c = 7{,}2$ *м*, $S = 4{,}0$ *м*.

Ответ. 51 *м*.

ГЛАВА ДЕСЯТАЯ

ДОБЫЧА ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО (ОЧИСТНАЯ ДОБЫЧА)

§ 85. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

После того как некоторая часть полезного ископаемого обнажена описанными выше вскрышными работами от перекрывающих его пустых пород, можно приступить к добыче самого полезного ископаемого, к так называемой *очистной добыче*.

Все работы по очистной добыче полезного ископаемого состоят из следующих отдельных производственных процессов:

1) *Отбойки полезного ископаемого от целика.*

2) *Погрузка полезного ископаемого в откаточный сосуд.*

3) *Откатки полезного ископаемого по карьеру.*

4) *Подъема или спуска полезного ископаемого на горизонт поверхностных откаточных путей.*

В зависимости от характера залегания полезного ископаемого и от применяемого оборудования при очистной добыче могут иметь место или все перечисленные процессы, или только некоторые из них. Так например при разработке горизонтальных или слабонаклонных залежей при наличии подходящего рельефа поверхности не будет ни подъема ни спуска полезного ископаемого на дневную поверхность.

Для того *чтобы получить наибольшую производительность при наименьшей стоимости работ, необходимо организовать все перечисленные отдельные процессы так, чтобы они были точно согласованы между собой.* Надо помнить, что задержка в одном из процессов неминуемо повлечет за собой и задержку всех остальных, а это немедленно скажется на себестоимости добываемого полезного ископаемого.

В настоящей главе мы опишем организацию работ по отбойке полезного ископаемого. Описание же способов откатки и подъема, в виду большой важности этих вопросов, выделим в самостоятельные главы.

Отбойка полезного ископаемого в зависимости от его свойств, характера залегания и размеров добычи может производиться всеми известными нам способами и машинами, описанными в I и II частях курса „Горные выработки и горные работы", а поэтому в настоящей главе остановимся только на детализации некоторых способов, в связи с требованиями, предъявляемыми к полезному ископаемому, и на расстановке машин в карьере.

§ 86. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ О ВЫЕМКЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ЭКСКАВАТОРАМИ

Для выемки *рыхлых, ломких и вязких полезных ископаемых* могут быть применены экскаваторы, описанные во II части курса „Горные выработки и горные работы", за исключением экскаваторов специально сконструированных для проходки канав (канавокопателей).

Способ работы каждого типа экскаватора на выемке полезного ископаемого совершенно одинаков с описанным выше способом работ по вскрыше.

Экскаваторы в зависимости от конструктивных особенностей устанавливаются или *на подошве пласта или слоя полезного ископаемого, или на кровле его.*

Объем вынимаемого полезного ископаемого в большинстве случаев меньше объема перекрывающих его пустых пород, а поэтому размеры экскаваторов, применяемых для добычных работ, обычно меньше, чем для вскрышных работ.

Добываемое полезное ископаемое часто залегает несколькими самостоятельными пластами, разделенными друг от друга пластом пустой породы сравнительно небольшой мощности, а иногда один и тот же пласт полезного ископаемого по своим качествам может быть разделен на несколько более или менее самостоятельных слоев. Это обстоятельство, а также необходимость *раздельной (селективной) выемки* пластов или слоев для улучшения качества исходного продукта, для облегчения обогащения или дальнейшей переработки руды, обязывает горняка более внимательно и осторожно подходить к выбору типа добычного снаряда.

В то время как при производстве вскрышных работ, при выборе снаряда обращалось главное внимание на производительность его и удобство транспортировки пустой породы в отвал, при выборе снаряда для добычи полезного ископаемого из некоторых месторождений необходимо в первую очередь обращать внимание на возможность сортировки полезного ископаемого непосредственно в забое.

В виду важности этого вопроса сделаем несколько указаний, которыми следует руководствоваться в таких случаях при выборе типа экскаватора.

Прежде всего *необходимо установить характер распределения полезного ископаемого в месторождении.* В этом отношении месторождения могут быть распределены на:

а) месторождения с распределением полезного ископаемого одинакового качества *правильными слоями или пластами,*

б) месторождения с распределением полезного ископаемого *отдельными штоками или гнездами.*

При распределении полезного ископаемого правильными пластами или слоями совершенно невозможно применение механических лопат для добычи залежи во всю ее мощность.

Это объясняется тем, что механическая лопата будет захватывать все слои одновременно и следовательно перемешивать их в ковше.

В этом случае при более или менее значительной мощности каждого слоя или пласта возможно применение для добычи каждого слоя механических лопат с емкостью черпака, достаточной только для снятия этого отдельного слоя.

При малой мощности пласта или слоя хорошие результаты работы дает скиммер, у которого направление черпающего движения прекрасно позволяет производить сортировку пластов или слоев, малая мощность которых делает невыгодным применение механических лопат.

При наличии в этом случае полезного ископаемого в состоянии, пригодном для добычи *многочерпаковыми экскаваторами, возможно применение многочерпаковых экскаваторов типа тифбаггер со сложной шарнирной или телескопной рамой* (см. II часть курса „Горные выработки и горные работы", стр. 82), обеспечивающей довольно чистую выемку слоев.

Возможно в этом случае применение *драглайна* или *башенного экскаватора.* Однако следует заметить, что при применении экскаватора с гибкой связью черпак, благодаря свободному броску, может врезаться в нижележащий прослоек пустой породы или слой полезного ископаемого. *Это дает загрязнение сорта добываемого полезного ископаемого.* При применении экскаваторов указанных типов чистота экскавации зависит исключительно от опытности машиниста. Эти же самые замечания относятся и к добыче одного тонкого пласта.

На основании всего вышеизложенного можно сделать заключение, что

для очистной выемки из месторождения с распределением полезного ископаемого одинакового качества правильными тонкими слоями или пластами наиболее целесообразными являются скиммер или, в случае сыпучего или вязкого ископаемого, многочерпаковый экскаватор с шарнирной или телескопной рамой, а в случае наличия опытного персонала экскаваторов — драглайн или башенный экскаватор. Совершенно непригодной является механическая лопата.

При распределении полезного ископаемого отдельными скоплениями, *беспорядочно разбросанными по всей мощности залежи, получается обратная картина.*

А именно:

наиболее пригодными для раздельной добычи являются: механическая лопата, скиммер и драглайн и совершенно непригодными многочерпаковые экскаваторы.

Это объясняется тем, что черпак одночерпакового экскаватора может выбирать из общей находящейся перед ним массы отдельные куски нужного ему качества.

Многочерпаковый экскаватор благодаря беспрерывному движению по строго определенному направлению будет неизбежно забирать одновременно и полезное ископаемое и пустую породу.

Само собой понятно, что

при селективной выемке, благодаря необходимости совершать лишние движения для выбора полезного ископаемого и не всегда достаточного наполнения черпака, производительность одночерпаковых экскаваторов значительно ниже той, которую снаряд мог бы иметь при тех же условиях работы, но при выемке всей залежи под ряд. Величина производительности экскаватора при селективной выемке зависит от индивидуальных свойств месторождения и поэтому может быть определена только опытным путем.

Необходимо обратить особое внимание при выборе снаряда для производства указанной селективной выемки на емкость черпака одночерпакового экскаватора. Благодаря необходимости подыскивать черпаком полезное ископаемое среди массы пустой породы экскаватору для наполнения черпака приходится или делать повторные черпающие движения, или же поворачивать к месту разгрузки неполный черпак. *Такая работа становится тем менее выгодной, чем с бо́льшим черпаком производится работа.*

Из этого видно, что

для селективной выемки выгоднее пользоваться машинами с малыми черпаками, а следовательно более легкими и более дешевыми.

Наглядным примером в этом отношении является рудник Юнайтед Верде (United Verde) в штате Аризона, где в виду применения селективной добычи медных руд экскаваторы с емкостью черпака в 3 $м^3$ были заменены машинами с черпаком емкостью только в 1,33 $м^3$. Однако следует заметить, что при большом масштабе работ для выполнения программы приходится ставить большое количество малых снарядов, что требует большого числа квалифицированной рабочей силы и следовательно увеличивает стоимость работ. Это положение стоит в противоречии с предыду́щим, а поэтому

целесообразность применения селективной разработки требует всесторонних технических и экономических подсчетов для каждого отдельного случая.

Остановимся несколько подробнее на работе скиммера, так как применение этого снаряда для работ в карьере является еще новым делом. В разных местах курса указывались преимущества скиммера благодаря возможности производить им сортировку слоистых месторождений непосредственно в забое и при работе тонких пластов. Однако

применение скиммера оказывается рациональным и при разработке более мощных пластов в тех случаях, когда порода достаточно крепка, слоиста и слои залегают горизонтально или почти горизонтально.

Это объясняется направлением движения черпака при черпающем движении, которое *позволяет направить ломающее усилие под углом к плоскостям напластования*, что облегчает разлом крепкой породы.

В качестве примера приведем применение скиммера для добычи крепко сцементированного песка в Англии, в Ноттингамширском карьере в 1929 г. В этом карьере плотный песок залегает горизонтальными слоями, высота забоя около 6 *м*. Сначала была применена механическая лопата. Однако благодаря тому, что при движении черпака снизу вверх (рис. 253) зубья ковша должны были ломать концы слоев крепкой породы под прямым углом к плоскостям наслоения и при этом преодолевать вес вышележащей, также крепкой компактной породы, зубья просто скользили по забою с малым эффектом для добычи. При этом благодаря *абразивности песка* получался большой износ зубьев и, по словам местных работников, *работа напоминала не добычу породы, а точку зубьев*. Для более успешной работы пришлось прибегнуть к предварительному разрыхлению с помощью взрывных работ, что увеличило себестоимость полезного ископаемого. Для удешевления работ попробовали заменить механическую лопату скиммером. При положении стрелы под некоторым углом к горизонту, зубья черпака врезались в забой под углом к плоскостям напластования, как показано стрелкой на

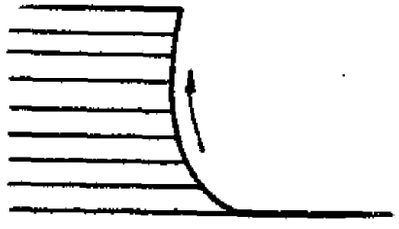


Рис. 253.

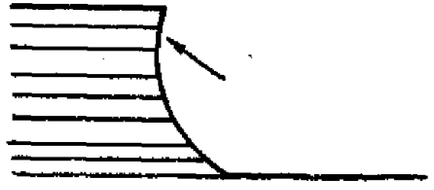


Рис. 254.

рис. 254. Кроме того скиммер дает возможность начать разработку забоя с верхнего угла, благодаря чему во всю последующую разработку заходки ковш не должен преодолевать сопротивление веса вышележащей породы, а возможность изменять угол наклона стрелы позволяет попадать зубьями в плоскости напластования, что также облегчает разлом породы. Результат работы скиммера показал возможность отказаться от предварительного разрыхления песка взрывом, что значительно облегчило организацию работы и в конечном счете удешевило ее.

Считаем необходимым в этом же параграфе указать на появившуюся недавно в Америке разновидность скиммера. Отличие этой модели от обычного скиммера заключается в том, что *движение вдоль стрелы черпаку передается не с помощью канатов, а с помощью шестерни и кремальеры (зубчатой гребенки) от мотора, установленного на стреле*. Эта модель работает в округе Канзас в САСШ по добыче угля мощностью от 0,6 до 1,8 *м*.

Характеристика описываемого снаряда следующая:

емкость черпака	2,1 $м^3$
длина пути ковша около	4,25 *м*
число циклов в час	170
средняя часовая добыча при погрузке в вагоны с полезным тоннажем	42,6 *т* ... 308 *т*
средний вес угля в ковше	1,8 *т*.

Общие схемы экскавации тесно связаны с расположением откаточных путей в карьере, а поэтому описание их мы дадим после изложения принципов откатки в главе XV.

§ 87. ВЫЕМКА ПНЕВМАТИЧЕСКИМ ИНСТРУМЕНТОМ

Для производства отбойки в некоторых карьерах могут быть применены пневматические инструменты: *отбойные молотки и пневматические лопаты*.

Описание устройства этих инструментов сделано в I части курса „Горные выработки и горные работы", стр. 65—70 и 62.

Применение *отбойных молотков* дает хорошие результаты в породах *ломких*, таких, как уголь, мел, горючий сланец и т. п., а *пневматические лопаты* — в породах *рыхлых и вязких*, таких, как песок, суглинки и всевозможные глины. Отбойные молотки уже давно завоевали себе положение в подземных работах по добыче каменного угля, пневматические же лопаты являются более поздним изобретением, а потому еще не получили должного распространения. Между тем в карьерных работах, в особенности по добыче вязких глин, возможность применения этого инструмента заслуживает большего внимания. Надо заметить, что карьеры по добыче глин: горшечных, огнеупорных и наконец каолинов являются наиболее отсталыми предприятиями в смысле механизации своих работ. Можно смело сказать, что на всех работающих в настоящее время глиняных карьерах нашего Союза применяются еще старые *дедовские* инструменты: *заступы, ручные лопаты и резки* (рис. 255).

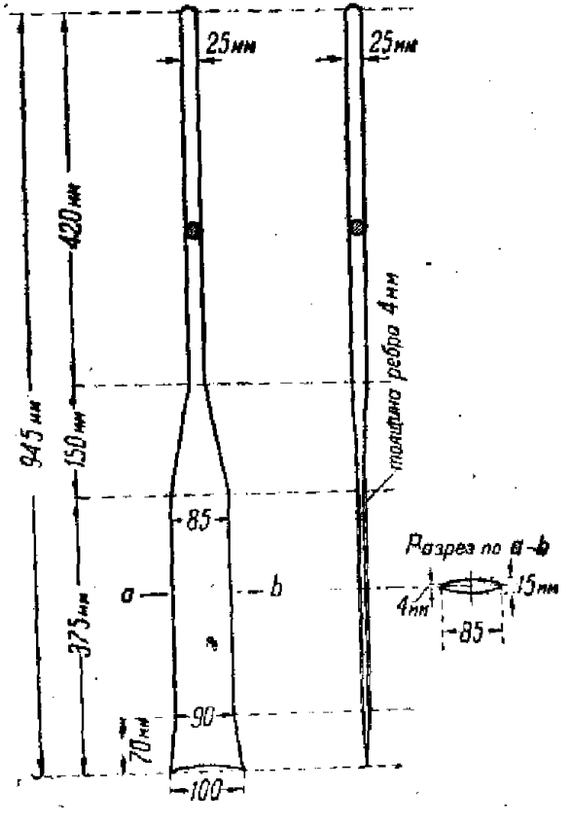


Рис. 255.

В виду колоссальных темпов развития нашей отечественной промышленности все повышается и повышается спрос на огнеупорные глины. Дедовские же способы конечно не смогут удовлетворить этот спрос, а потому необходимо обратить серьезное внимание на механизацию работ в глиняных карьерах. Это тем более необходимо, что механизация добычи глины иногда представляет собой бо́льшие трудности, чем добыча какого-либо другого полезного ископаемого. Причиной этого положения являются следующие два обстоятельства:

1. Чрезвычайная неоднородность глины в одном и том же месторождении, заключающаяся в том, что глина в одном и том же пласте в разных слоях его имеет неодинаковые химические и технологические качества. При этом на некоторых месторождениях даже один и тот же слой в разных местах имеет увеличенный процент *вредных примесей: песка, окислов железа, кальция и магния.*

Такое положение *диктует необходимость селективной добычи не только по отдельным слоям, но и по отдельным местам отдельных слоев.*

2. Чрезвычайная вязкость некоторых сортов глин, благодаря которой глина сильно прилипает к инструменту и плохо сползает с него, например из ковша экскаватора.

Выше указывалось на возможность применения для добычи глин экскаваторов. Однако оба указанных выше обстоятельства, а в особенности первое из них, сильно затрудняют работу экскаваторов, а иногда делают ее и совершенно невозможной.

3. Кроме того в некоторых случаях *шамотные заводы—потребители глины предъявляют требование в поставке им глины в кусках в форме правильных параллелепипедов*, для добычи которых уже никак не могут быть применены экскаваторы.

Во всех этих случаях приобретает преимущество пневматическая лопата. При работе ею уже по характеру ее работы в глине опытный забойщик может почувствовать значительную примесь песка и отрезанный кусок отбросить в более низкий сорт. При возможности определить наглаз качество глины, например по изменению цвета или включений линзочек песка, колчедана или угля, легко можно такие места отделить пневматической лопатой от глины лучшего качества. Мощность разрабатываемого слоя для лопаты большого значения не имеет. И уже конечно лопатой можно нарезать глину на куски любой формы и размеров. Таким образом с помощью этого инструмента легко можно осуществить селективную добычу глины механизированными работами.

Для получения хорошей производительности пневматической лопаты необходимо умело выбрать форму и размеры лопасти лопаты, которые должны быть приспособлены к местным условиям.

На рис. 256 изображен ряд нормальных форм, предназначенных для добывания кусков в вязких глинах и мерзлой почве, а на рис. 257—очень узкие лопасти, применяющиеся для добычи очень твердой глины („синей глины", „синики").

На рис. 258 изображена лопата с особенно большой лопастью. Эта форма применяется в тех карьерах, где глина должна добываться в кусках правильными параллелепипедами. Лезвее такой лопасти сильно закруглено. Во время работы такой лопатой ее раскачивают в плоскости лопасти, что облегчает врезание лопасти в глину. Иногда разрезанию глины лопатой помогает подливание в прорез небольшого количества воды.

Приведем некоторые примеры достигнутой производительности при помощи пневматических лопат.

При добыче вязкой глины при ручной работе на резку, погрузку и доставку вагонов закладывалось 50 человек, которые в зависимости от погоды в смену давали от 75 до 100 $м^3$ глины, т. е. производительность труда на 1 человека в смену колебалась от 1,5 до 2 $м^3$. При применении пневматических лопат

те же 75—100 $м^3$ добывались при помощи 3 пневматических лопат, 6 погрузчиков, 1 машиниста для обслуживания компрессора и 1 машиниста при бремсберге, т. е. всего при штате 11 человек в смену. Таким образом производительность 1 человека в смену поднялась до 6,8—9,1 $м^3$, т. е. приблизительно в 4,5 раза.

При добыче весьма вязкого каолина производительность на 1 рабочего при ручной работе за 8-часовую смену была 8,4 $т$, а при применении пневматических лопат она поднялась до 33,6 $т$, т. е. в 4 раза.

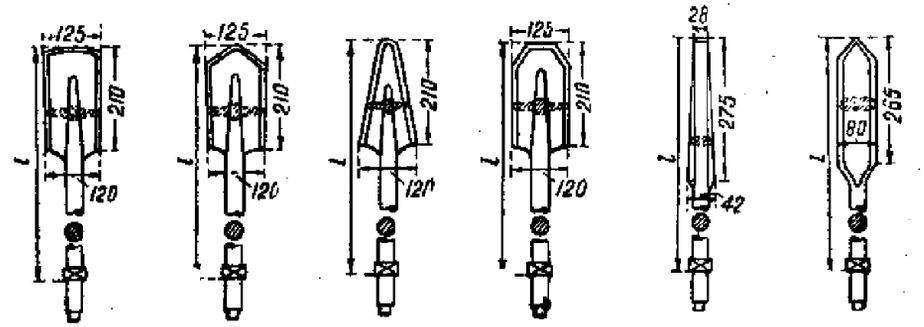


Рис. 256. Рис. 257.

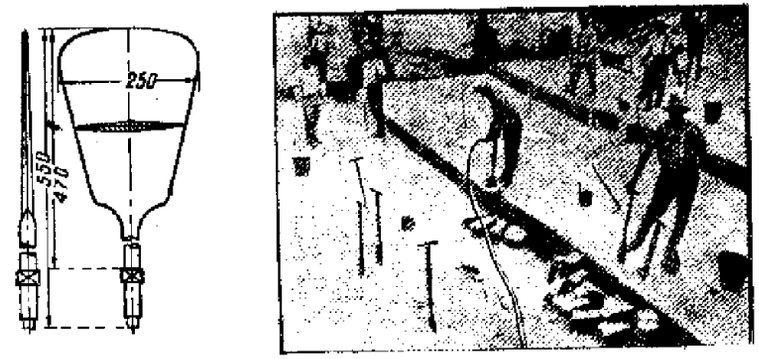


Рис. 258.

Рис. 259.

Следует однако заметить, что *не во всякой глине можно достигнуть таких хороших результатов.* Так

при работе в сильно влажных и довольно мягких глинах обыкновенные лопаты легко врезаются в глину и легко вынимаются из нее, а поэтому особых преимуществ пневматическая лопата не имеет.

Добыча глины обычно организуется *почвоуступным забоем*, как изображено на рис. 259.

При почвоуступном забое при наличии нескольких сортов глины в пласте легко можно регулировать выдачу сортов в карьере в требуемом соотношении между сортами.

Необходимо упомянуть о недавно появившейся в Германии машине для добычи пластичных глин однородного качества и залегающих мощными пластами.

Сама машина и работа ею изображена на рис. 260. Машина имеет резак *a*, длина которого должна быть согласована с мощностью пласта, разрабатываемого машиной. Резак в горизонтальном сечении представляет собою незамкнутый четырехугольник (имеет только три стороны). Под давлением машины, находящийся в корпусе снаряда резак врезается в глину

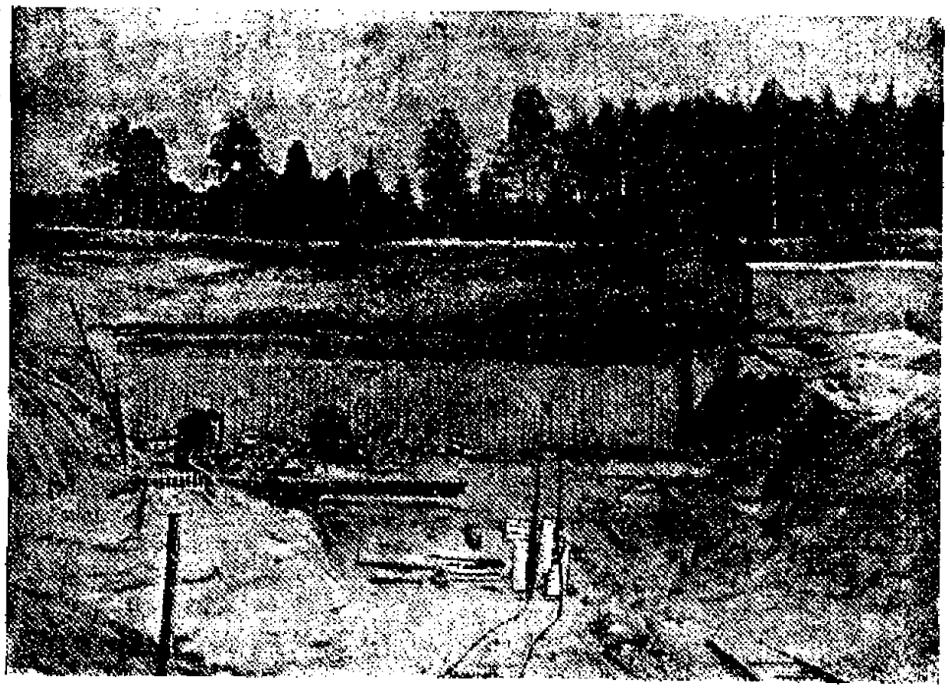


Рис. 260.

и вырезает параллелепипед, длина которого должна была бы быть равна мощности пласта. Отваленный от забоя большой параллелепипед уже легко разрезать на мелкие куски.

§ 88. ВЫЕМКА С ПРИМЕНЕНИЕМ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Применения взрывных работ требуют *крепкие*, а также *рыхлые или вязкие породы при разработке их зимой*. Обыкновенно взрывные работы применяются только для разрыхления породы, погрузка же их в откаточные сосуды производится одночерпаковыми экскаваторами: *механическими лопатами или дрэгляйнами*.

Чаще для этих вспомогательных погрузочных работ применяются механические лопаты обыкновенного или скального типа.

Производительность механических лопат в таких грунтах больше, чем дрэгляйнов, так как этот вид экскаваторов обладает наибольшей силой и прочностью.

В зависимости от мощности пласта добываемого полезного ископаемого может быть применен способ ведения взрывных работ *шпурами* или *взрывными глубокими скважинами*. Способы ведения этих работ описаны в курсе „Горные выработки и горные работы", часть I и II.

§ 89. ВЫЕМКА ШТУЧНОГО КАМНЯ

Инструменты и машины, применяющиеся для добычи штучного камня, а также способы работы подробно описаны во II части моего курса „Горные выработки и горные работы", а поэтому в настоящем параграфе остановимся на указаниях, связанных с планированием работ, и на особых методах добычи камня.

При добыче штучного камня особо важное значение приобретает строение породы.

Это положение находим необходимым особенно подчеркнуть, так как *не-специалисты и новички часто полагают, что разработка камня, да еще в открытом карьере, дело совсем простое, а потому считают безразличным, с какой стороны и в каком направлении начать работу*. Обычно практика жестоко мстит за такое пренебрежительное отношение к делу добычи камня. Начатую же разработку с неправильно выбранной стороны приходится бросать и начинать новое вскрытие с другой стороны.

Для правильной постановки забоя необходимо знать:

1) толщину слоев, если месторождение слоисто;

2) степень трещиноватости породы и направление трещин;

3) пересечена ли порода жилами или прожилками новейшего происхождения;

4) направление кливажа.

Разработку пласта полезного ископаемого рекомендуется производить **почвоуступным** забоем.

Откосам отдельных уступов должен быть придан угол наклона, соответствующий строению разрабатываемого материала.

Направление забоя определяется сообразно с указанными выше особенностями залегания камня.

При наличии не очень крутого (меньшего угла трения) падения отдельных слоев, образуемых естественными плоскостями наслоения или трещинами, надо стремиться располагать забой так, чтобы слои имели падение к забою.

Действительно положение забоя, показанное на рис. 261, дает более благоприятные условия для работы, чем изображенное на рис. 262, так как в последнем случае отделенный уже блок приходится поднимать по плоскостям наслоения перед тем, как спустить его на почву забоя. Такое положение

как раз часто получается при стремлении получить наименьшее количество подготовительных работ, для чего подготовительные траншеи проходятся по выходу пласта на поверхность.

Поэтому

при невозможности получить положение, указанное на рис. 261, забой следует располагать перпендикулярно простиранию слоев.

Такое направление облегчает удаление добытого камня из забоя.

При наличии правильной системы вертикальных трещин забой следует *располагать перпендикулярно этим* трещинам,

так как в этом случае трещины будут помогать или, вернее, уменьшать работу по отделению блока и в то же время не будут создавать опасности при подходе к ним забоя. Это имело бы место в случае положения забоя параллельно трещинам.

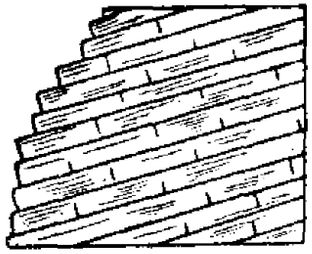


Рис. 261.

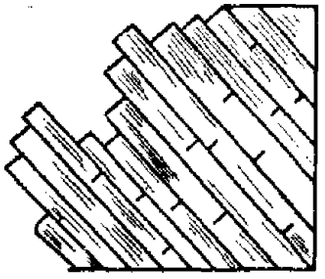


Рис. 262.

Высота отдельных слоев камня определяет высоту уступов. Ширина площадок уступов должна быть согласована со способами откатки по ним камня (см. § 142 *Правил безопасности ведения горных работ*).

Надо помнить, что

чем шире проведены отдельные уступы, тем менее опасна работа для рабочих, занятых на нижележащем уступе.

В тех случаях, когда грубая обработка добытого камня производится на месте работ (в карьере), уступ должен быть настолько широк, чтобы обеспечить место для выполнения этой работы и в то же время чтобы теска камня не могла задержать работы по добыче его.

На рис. 263 изображена фотография организации добычи гранита двумя уступами при помощи бурения и последующей расклиновки (см. II часть курса „Горные выработки и горные работы", стр. 154—160).

На рис. 264 изображена организация карьера по добыче талькового камня при помощи *чаннелеров, делающих вертикальную борозду, в комбинации* с врубовой машиной, делающей горизонтальный вруб в траншее *а* карьера. На рис. 265 представлена врубовая машина в момент производства вруба в траншее.

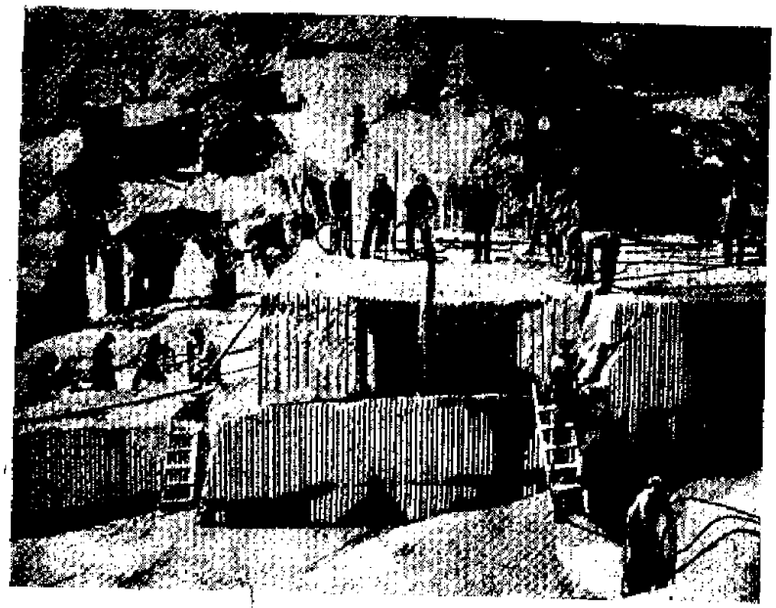


Рис. 263.

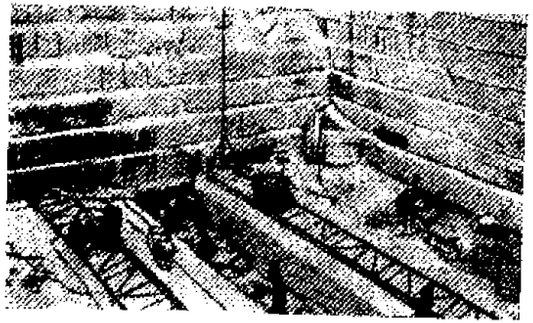


Рис. 264.

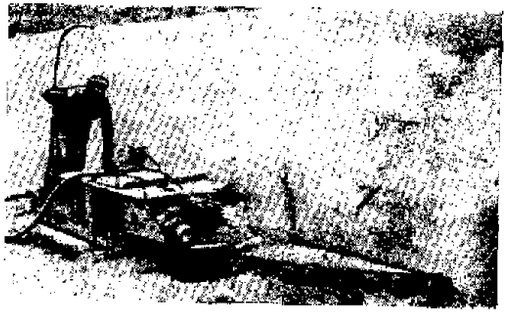


Рис. 265.

На рис. 266 изображена разработка мраморного карьера при помощи электрических ваннелеров в момент проходки первой траншеи в обнаженном пласте мрамора. На рис. 267 представлен момент окончания выработки слоя паровыми ваннелерами с вертикальными котлами (см. II часть курса „Горные выработки и горные работы", стр. 164—179).

При выемке уступами при ручной работе можно расставить большое число рабочих и таким образом повысить производительность карьера.

Однако при породах, имеющих массивную структуру (не трещиноватых и неслоистых), при значительной мощности пласта можно достигнуть большей производительности, применяя специальный способ работ.

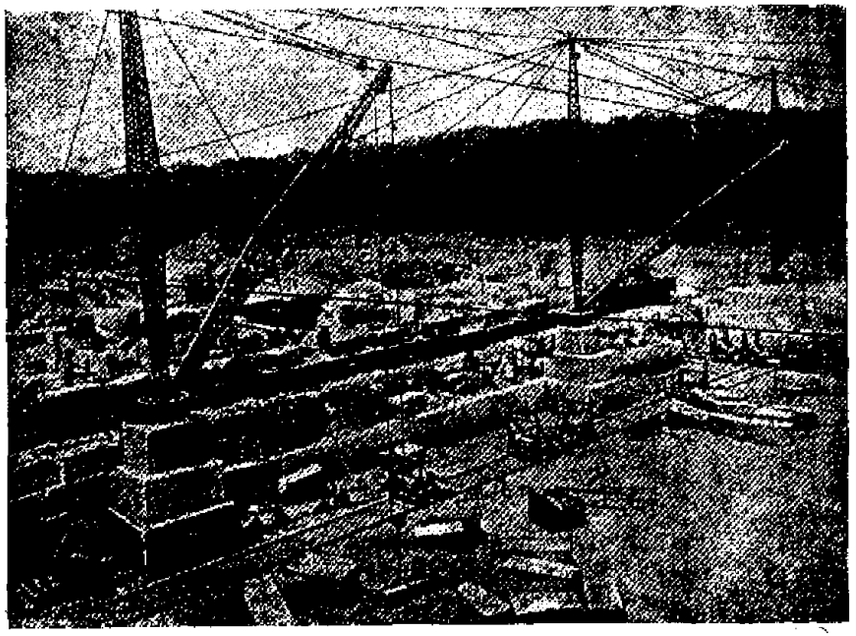


Рис. 266.

Этот способ заключается в том, что сначала вынимают подстилающий полезное ископаемое менее прочный пласт, благодаря чему получается на бо́льшую или меньшую глубину *подкоп под пласт полезного ископаемого.* Подкопанный таким образом пласт полезного ископаемого благодаря своему весу обрушается и сразу дает большое количество добытого материала. *Такой способ работ называется выработкой с обрушением полезного ископаемого.*

Этот метод представляется очень опасным, а поэтому на производство его требуется специальное разрешение горного надзора.

Без специального разрешения горного надзора допускается по нашим правилам безопасного ведения горных работ в породах прочных делать

подбои не глубже $^3/_4$ *м.* В подбоях для поддержания нависшей части должны оставляться невынутые небольшие столбики или устанавливаться деревянные подшашки (рис. 268).

Обрушение с подбоем допускается не иначе как только по удалении предварительно всех рабочих из забоя.

За границей работы с подкопом в более широком масштабе производятся по добыче песчаника, а в исключительных случаях—известняка и др. строительных материалов.

В этих случаях подкоп должен производиться исключительно специально подготовленными для этой работы рабочими, подвергшимися специальному экзамену.

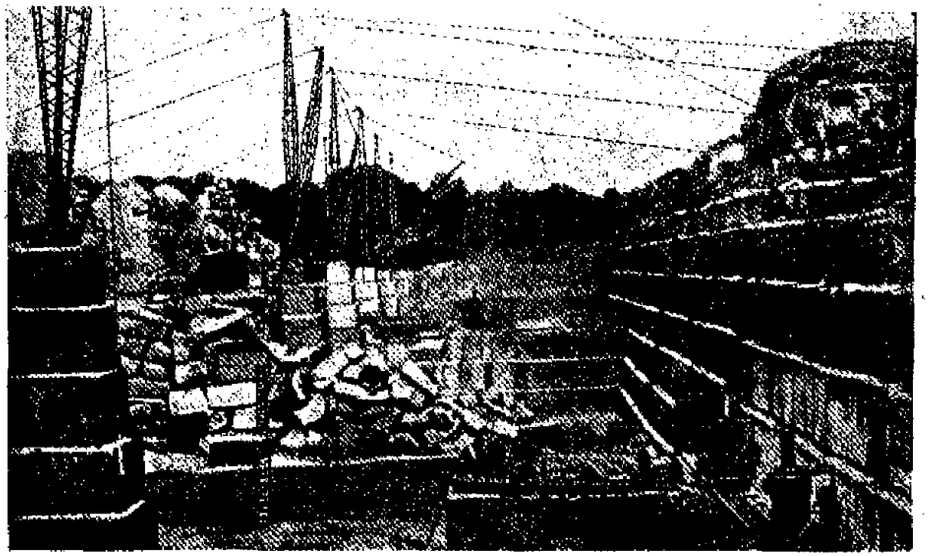


Рис. 267.

После надлежащего удаления пород, закрывающих подход к забою, начинают производство подкопа полезного ископаемого, имеющего значительную мощность. Высота подбоя обычно бывает от 1,5 до 2,5 *м.* При производстве подкопа порода обычно вынимается при помощи взрывных работ, причем оставляются отдельные предохранительные столбы. Кроме того, подбой крепится деревянными стойками (рис. 268). Между деревянными стойками и кровлей вставляется как индикатор *изогнутое битое стекло* (куски разбитых стеклянных бутылок). При малейшем давлении на стойки подработанного откоса вставленное стекло разлетается вдребезги.

Рабочий, производящий подбой, должен непрерывно следить за этим битым стеклом для того, чтобы заметить, когда подработанная стена начнет оседать.

Подкоп продолжается до тех пор, пока забой не наклонится немного и не осядет на деревянные стойки и оставленные столбы камня. По мере оседания полукруглое стекло будет раздавливаться и его необходимо заменять каждый раз новым. При осадке забоя слышится громоподобный грохот, происходящий от разрыва по плоскостям кливажа оседающей части забоя от целика. Кроме того, трещат и стойки, когда на них ляжет оседающая порода. В таких случаях подбойщики говорят, что *„стена кричит". С этого момента для подбойщика и надзора начинается самый опасный период работ, а поэтому требуется от них особое внимание.*

Рис. 268.

Производство подкопа часто продолжается несколько месяцев, а иногда даже лет. После того как подкоп продвинулся настолько, что забой осел на оставленные деревянные столбы и деревянные стойки, и можно полагать, что при устранении этих точек опоры забой может обрушиться, в оставленных целиках и в подошве деревянных стоек пробуриваются шпуры. Часто для этого оказываются необходимыми сотни шпуров. По окончании этой работы шпуры заряжаются и одновременно палятся. Взрыв разрушает целики и стойки. Забой, лишенный таким образом опоры, наклоняется вперед и обрушается.

Особенная опасность возникает тогда, когда взрыв не дает полного разрушения опор и обрушения не происходит.

Такое же положение может получиться и вследствие неправильной оценки состояния забоя. В таких случаях забой висит и может обрушиться в каждое мгновение. Поэтому *приближение к таким забоям сопряжено со смертельной опасностью и строго запрещается.* Нависший забой большей частью через несколько дней обрушается сам по себе. Если же этого не произойдет, то необходимо попытаться отделить подработанную часть от целика. Для этого пользуются большими стальными или железными клиньями *Эта работа сопряжена со многими опасностями и ее могут выполнять только тщательно отобранные опытные рабочие.* Во время этой работы забой должен находиться под наблюдением, так как он может обрушиться каждый момент.

Если и этого не случится, то под забой устанавливают стойки так, чтобы продолжение работы в старом подкопе было безопасно. Затем подкоп углубляют еще далее. После того как подкоп продвинется достаточно далеко, взрывной работой еще раз удаляют стойки, и забой обрушается.

Так как при добывании песчаника важно получить возможно большие глыбы, то при обрушении забоя необходимо принять соответствующие меры, способствующие сохранению при падении целости больших глыб. Для этого перед забоем устраивают так называемую *постель* из остатков мелочи от прежних работ. Эта подстилка смягчает удар и этим предохраняет глыбы от раздробления. При таком способе разработки часто добывается сразу большое количество породы. Так например в Гейшейерских горах при обрушении скалы было сразу добыто свыше 6000 $м^3$. Подкоп производили 8 рабочих в течение 9 месяцев.

Выгоды этого способа заключаются в том, что не требуется предварительное снятие наносов и верхнего выветрелого слоя камня. Все это обрушается вместе, и после обрушения из общей массы выбирают годный материал, а все непригодное остается лежать на месте.

Более безопасный метод работ в настоящее время применяется для добычи известняка в Германии, в Рюредсдорфском известняковом бассейне, и в Англии, в упоминавшемся в 1 части настоящего курса, § 1, древнем карьере близ Донкастера. Сущность этого метода заключается в следующем. В подошве высокого (от 18 до 30 *м*) забоя проводится ряд штолен на расстоянии друг от друга в 9, 18, а иногда 24 *м*. Перпендикулярно штольням проходится ряд штреков на расстоянии 9 *м* друг от друга.

Такая сеть выработок образует в подошве забоя ряды столбов, на которых и держится вся верхняя часть забоя. Когда таким образом весь забой подработан, столбы одновременно разрушаются взрывными работами, и весь подработанный забой обрушается. Затем из обрушенной породы можно выбирать камни различной величины, а мелкий камень отправлять на цементные заводы.

§ 90. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Что такое „селективная добыча"?
2. При каких условиях возможна селективная добыча механической лопатой?
3. В каких условиях для добычи может быть применен скиммер?
4. При каких условиях залегания полезного ископаемого возможно применение для селективной добычи многочерпаковых экскаваторов?
5. Какую конструкцию должна иметь рама многочерпакового экскаватора, чтобы возможно было производить селективную добычу полезного ископаемого, залегающего слоями?
6. Опишите организацию выемки глины пневматическими лопатами.
7. Какое преимущество имеет выемка пневматическими лопатами перед экскаваторной работой и почему?
8. Какие формы лопат дают наилучшие результаты в крепкой глине?
9. При добыче штучного камня в каком направлении следует располагать забой по отношению к линии падения слоев?
10. При добыче камня какой глубины подбой разрешается делать по Правилам безопасного ведения горных работ?

ГЛАВА ОДИННАДЦАТАЯ

ОТКАТКА

§ 91. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Откатка из карьера пустой породы в отвал или полезного ископаемого на склад, фабрику или станцию железной дороги является одним из наиболее важных вопросов в организации работ, а в связи с этим и одной из наиболее существенных составных частей общей себестоимости добываемого полезного ископаемого. Мы видели, что при необходимости откатки пустой породы приходится перевозить огромные массы этой породы в отвал, что конечно имеет большое значение в общей организации работ. От организации откатки, а также от пропускной ее способности зависит производительность аппаратуры, добывающей полезное ископаемое или пустые породы. Малая пропускная способность откатки вынуждает делать непроизводительные простои добычной аппаратуры, благодаря чему капитал, затраченный на приобретение дорогих снарядов, не может быть возвращен в финансовый оборот страны в наиболее короткий срок. При этом производится излишняя затрата на оплату труда квалифицированного штата рабочих, обслуживающих добычную аппаратуру, безразлично — служат ли эти аппараты для добычи пустой породы или полезного ископаемого.

Все это в общей сложности влияет на конечную себестоимость добываемого материала, а следовательно и понижает хозяйственную целесообразность предприятия. Чтобы этого не было, необходимо обратить самое серьезное внимание на организацию откатки. Статья откатки представляет собою обширную дисциплину, значительная часть которой является специальностью путейца, механика и электрика-тяговика.

В настоящем курсе конечно не представляется возможным осветить этот вопрос во всей его широте, а поэтому остановимся только в общих чертах на тех вопросах, которые имеют интерес для горняка-эксплоататора и которые он обязан знать, как руководитель рудником в целом.

Главнейшими факторами, влияющими на производительность откатки, являются:

1) *ширина колеи*, по которой производится откатка,
2) *откаточные сосуды*, применяющиеся для перевозки добытого материала,
3) *двигатели*, производящие перемещение откаточных сосудов,
4) *пути*,
5) *способы передвижки путей* в карьере,
6) *общая организация работ по откатке.*

Описание этих главнейших факторов в общих чертах и будет сделано в следующих параграфах настоящего курса. Всех же учащихся, интересующихся более детальным рассмотрением этого вопроса, отсылаем к специальным курсам, которые должны быть написаны в ближайшее же время, применительно к условиям открытых горных разработок.

§ 92. ШИРИНА КОЛЕИ

В открытых разработках для откатки добытой пустой породы или полезного ископаемого от забоя до отвала или склада применяется как *широкая*, так и *узкая колея*.

Широкая колея у нас в Союзе имеет расстояние между внутренними сторонами головок рельсов—1524 *мм*, а за границей—1435 *мм*. Узкая колея имеет размеры 600, 750, 900 или 1000 *мм*. В настоящее время последние две цифры подвержены широкой дискуссии для установления единого стандартного размера (или 900 или 1000 *мм*) как для подземных, так и для открытых разработок. Конечно, для открытых разработок наиболее желательной является ширина колеи в 1000 *мм*, потому что она дает возможность применять вагонетки большей емкости при максимальной их устойчивости.

Выбор ширины колеи в экономике открытых разработок имеет большое значение, а потому его следует производить внимательно, продумав все условия работ, а иногда произведя и сравнительные экономические подсчеты.

На выбор колеи влияют следующие факторы:

1) *характеристика грунта*, по которому должны быть проложены пути,
2) *возможно ли применять балласт*, и если возможно, то *качество балласта*,
3) *должны ли пути быть постоянными или временными*,
4) *размер вагонеток*, в которых будет производиться откатка,
5) *размер жесткой базы вагонеток*, т. е. расстояние между осями,
6) *давление нагруженной вагонетки на ось*,
7) *необходимая скорость передвижения*,
8) *величина радиуса закруглений*, который возможно получить по условиям разработки.

§ 93. ОТКАТОЧНЫЕ СОСУДЫ

В открытых разработках, как видно было из всего предыдущего изложения, приходится перевозить в течение сезона огромные земляные массы, которые иногда исчисляются миллионами куб. метров. Кроме того, транспорт является связывающим звеном между забоем и фабрикой или заводом, а поэтому от рациональности организации зависит работа всего карьера. Одним из наиболее важных вопросов в организации внутрикарьерного транспорта является откаточный сосуд.

Конструкция и емкость откаточного сосуда для транспорта массовых грузов приобретает тем большее значение, чем обширнее развертывается грузооборот карьера и чем больше механизированы процессы добычи.

Большое разнообразие пород, которые приходится перемещать, а также разнохарактерность условий, в которых применяются откаточные сосуды, вызвали большое разнообразие в устройстве последних. А поэтому для того, чтобы откаточный сосуд удовлетворял и техническим и экономическим требованиям, необходимо тщательно продумать все условия работы и в соответствии с этими условиями подобрать конструкцию откаточного сосуда.

Для открытых разработок наиболее существенной характеристикой откаточных сосудов является способ их разгрузки. По способу разгрузки все откаточные сосуды можно разделить на 3 класса:

1) *вагоны с ручной разгрузкой*,

2) *вагоны для быстрой разгрузки,*

3) *саморазгружающиеся вагоны.*

Вагоны с ручной разгрузкой на месте разгрузки задерживаются наиболее долго, что является причиной или остановок в работе экскаваторов, благодаря чему уменьшается их производительность, или требует содержания на руднике большого подвижного состава (вагонов и двигателей) и, кроме того, требует задалживания для разгрузки целой армии рабочих на отвалах или складах.

Саморазгружающиеся вагоны занимают наименьшее время для разгрузки и требуют наименьшее количество рабочих на отвалах или складах. Вагоны для быстрой разгрузки в этом отношении занимают промежуточное положение между двумя указанными выше крайними классами.

Кроме экономии в затратах на заработную плату, быстрая разгрузка выгодна и в том отношении, что ведет к более интенсивному использованию вагона, а в связи с этим к сокращению времени его оборота, т. е. времени от начала одной до начала другой его погрузки. Это обстоятельство имеет весьма важное значение по следующим причинам:

1. *В соответствии с ускорением оборота уменьшается число вагонов, необходимых для перевозки определенного количества породы.* Это уменьшает затраты как на приобретение самого вагонного парка, так и на оборудование мастерских для ремонта подвижного состава.

2. *Быстрее производится освобождение железнодорожных путей на месте разгрузки.* Это последнее особенно важно, так как при медленной разгрузке и большом количестве прибывающей породы приходится организовывать длинный фронт разгрузки, а в случае задержки разгрузки какого-либо состава (что всегда может быть при немеханизированной работе) отвал или склад не сможет принять следующий состав, что вызывает излишний простой и сбивает весь график движения.

Поэтому естественно стремление горной техники применять в открытых разработках в возможно большем масштабе саморазгружающиеся вагоны.

Из всех конструкций саморазгружающихся вагонов наиболее дешевой является та, при которой сила тяжести самого груза, благодаря особому устройству вагона, сама осуществляет опоражнивание вагона.

При всех других конструкциях для опрокидывания вагона требуется применение механической силы и следовательно установка специальных механических устройств.

Каждый класс вагонов по форме кузова может быть разделен на типы. В дальнейшем будем рассматривать вагоны по форме их кузова, но классифицировать их по способу разгрузки.

§ 94. ВАГОНЫ-ПЛАТФОРМЫ

Для подвоза различных материалов в промышленности применяются вагонетки с платформами. Этот тип вагонетки изготовляется для различной ширины колеи—600, 750, 1000 *мм*. Длина платформы изменяется в зависимости от предъявляемых к ней требований.

Грузоподъемность небольших платформ изменяется от 2 до 3 *т* и больших платформ — от 5 до 6 *т*.

Колесная база, или расстояние между центрами осей, обычно выбирается короткой, что требуется для прохождения крутых закруглений путей. *В открытых разработках платформы применяются большею частью в тех карьерах, в которых производится добыча штучного камня.* Однако в этом случае, для того чтобы уменьшить работу для подъема тяжелых камней с подошвы карьера на платформу, применяются наиболее *низкие платформы.* На рис. 269 изображена вагонетка-платформа, применяемая за границей в карьерах, добывающих мрамор.

Платформа такой вагонетки прочно укреплена к осям посредством рессор. Для быстрой разгрузки некоторых материалов применяются вагонетки, в которых платформа наклоняется на любую сторону (рис. 270).

В нижепомещаемой таблице приводим сведения о платформах, наиболее употребительных за границей.

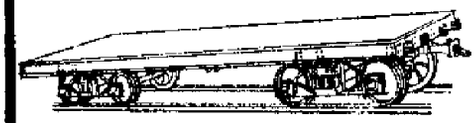


Рис. 269.

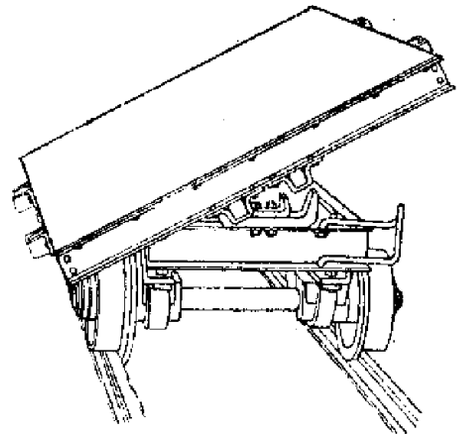


Рис. 270.

Таблица 23

Размеры четырехколесных платформ

Ширина колеи в *мм*	Колесная база в *мм*	Ширина платформы: подшипники внутренние	Ширина платформы: подшипники наружные	Длина платформы
600	600 — 750	500 — 750	900 — 1 200	1 500 — 1 800
750	750 — 900	600 — 900	1 050 — 1 500	1 800 — 2 400
900	1 000 — 1 200	700 — 1 050	1 200 — 1 800	2 100 — 3 600
1050	1 500 — 2100	—	1 650 — 2 250	2 400 — 5 500

§ 95. ОПРОКИДЫВАЮЩИЕСЯ ВАГОНЕТКИ С КУЗОВОМ V-ОБРАЗНОЙ ФОРМЫ

Вагонетки, кузов которых может опрокидываться и имеет V-образную форму (рис. 271), получили наибольшее распространение в промышленных предприятиях вообще и в открытых разработках в частности. Этот тип относится к *быстро-разгружающимся вагонеткам.* Ими обычно пользуются для доставки в котельные угля, на строительных работах — песка, гравия, сланцевой глины, камня, цемента, глины и т. д. и для вывозки золы из котельных, шлака — от доменных печей, а также пустых пород и полезного ископаемого из открытых разработок при ручной и механизированной работе.

Вследствие значительного угла поворота кузова, разгрузка опрокидыванием весьма удобна как для сухих, так и для сырых материалов. На рис. 272 изображена схема опрокидывания кузова для разгрузки. *Для достижения полного опоражнивания этих вагонеток часто требуется применение ручной работы, т. е. выбрасывание некоторой части груза лопатой.* Возможность придания наклона кузову облегчает до некоторой степени и нагрузку вагонетки.

Эти вагонетки могут перемещаться *вручную, конной тягой, канатной и различными локомотивами: паровозами, мотовозами и электровозами.* Их можно также поднимать по наклонным подъемникам.

V-образные опрокидывающиеся вагонетки в зависимости от предъявляемых требований делаются разнообразной формы и размеров. Кузов изготовляется из железа. Передние и задние стенки обычно делаются *прямыми*; однако в некоторых случаях их делают *наклонными*, что создает некоторые преимущества при выгрузке *мокрых* и *липких* пород. Кузов вагонетки может опрокидываться на любую сторону, но он может быть устроен и для торцевого опрокидывания. При конструировании вагонеток обращается внимание на то, чтобы кузов после опрокидывания мог под влиянием своего веса возвращаться в свое нормальное положение или во всяком случае легко приводиться в него.

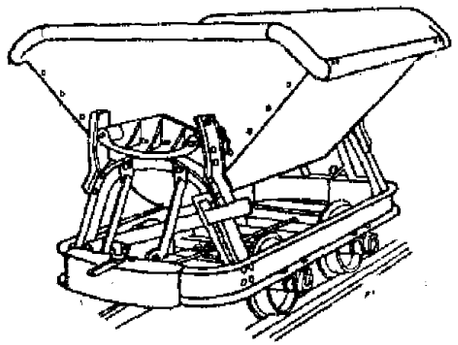


Рис. 271.

Емкость кузова V-образной вагонетки обычно делается: для узкой колеи—от 0,34 до 6 $м^3$, а для широкой—до 25 $м^3$ (40 $т$). Описываемые вагонетки делаются за границей для колеи: 600, 750, 1050, а иногда и 1435 *мм*.

Поддерживающее приспособление так устроено, что оно удерживает кузов в прямом положении во время передвижения вагонетки и для удобства нагрузки лопатой может удерживать кузов в равновесии при наклонном положении. В некоторых конструкциях щеколда автоматически закрепляет кузов, когда он возвращается в прямое положение. Малые вагонетки перемещаются вручную или конной тягой. Большие вагонетки перемещаются *канатной тягой* или локомотивами.

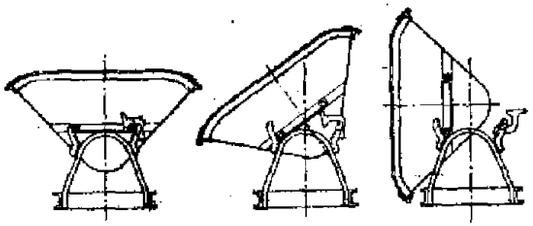


Рис. 272.

Тормоза на этих вагонетках редко употребляются. Но если требуется торможение, то рама удлиняется для образования платформы, на которой мог бы стоять человек и управлять тормозом.

Для транспортировки тяжелых грузов иногда делаются V-образные вагонетки на восьми колесах. Для подъема краном кузов вагонетки делается съемным и снабжается короткими ножками.

§ 96. ОПРОКИДЫВАЮЩИЕСЯ ВАГОНЫ С КУЗОВОМ ЯЩИКООБРАЗНОЙ ФОРМЫ

Этот тип вагонетки отличается от предыдущего типа формой кузова и опрокидывающим устройством и также относится к *быстро разгружающимся* вагонеткам или вагонам.

Кузов в описываемом типе вагонов представляет собою ящик, опрокидывающийся на одну или обе стороны и имеющий одну или две откидные боковые стенки. При наклоне дно ящика образует плоскость скольжения и направляет материал как бы по желобу. Ось вращения располагается параллельно или перпендикулярно к направлению рельсов (опрокидывание набок или наперед). На рис. 273, 274 и 275 показаны основные наиболее употребительные схемы опрокидных вагонов с кузовом в виде ящика, которые в настоящее время приобрели всеобщее распространение в открытых разработках для отвозки пустых пород. При конструировании этих вагонов обращают внимание на то, чтобы при опрокидывании центр тяжести перемещался приблизительно по горизонтали, так как в противном случае для опрокидывания и установки на место кузова необходимо усилие для поднятия центра тяжести. Только при механическом опрокидывании, например сжатым воздухом, можно отступить от этого положения и то только в том случае, когда благодаря этому упрощается конструкция или достигаются какие-либо другие преимущества. В новых вагонах с опрокидным ящичным кузовом, в особенности для транспорта пустых пород, конструкцию выполняют так, чтобы с выключением затвора ящик автоматически опрокидывался.

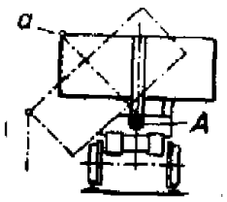


Рис. 273.

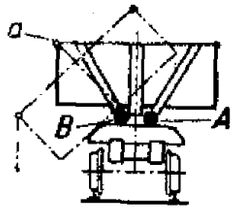


Рис. 274.

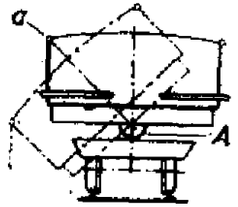


Рис. 275.

На рис. 273 изображена *схема ящикообразного опрокидывающегося* вагона с одной цапфой *A*. Такие вагоны имеют наиболее простую конструкцию, однако они имеют то неудобство, что нагруженный кузов с трудом опрокидывается, а порожний трудно устанавливается обратно. Этот тип вагонов главным образом применяется только там, где требуется опрокидывание на одну сторону.

На рис. 274 изображена схема опрокидывающегося вагона с двумя цапфами *A* и *B*. Опрокидывание кузова может производиться на обе стороны. В то время как у вагона с одной цапфой при опрокидывании кузова центр его тяжести опускается, у вагона с двумя цапфами центр тяжести *вначале движется вверх. Как следствие этого у вагонов с одной цапфой* кузов трудно поднять, чтобы установить на место, а у вагона с двумя цапфами нагруженный кузов трудно опрокинуть. Поэтому опрокидывающиеся кузова не применяются для транспорта больших земляных масс при ручной работе, но представляют значительные удобства, если для опрокидывания в распоряжении имеется механическая сила. За границей применяются вагоны подобного типа с центрально расположенной осью опрокидывания, причем опрокидывание производится с помощью *сжатого воздуха*, который обслуживает также и открывание боковых стенок.

На рис. 275 изображена схема вагона с опрокидывающимся кузовом на *люльке A*. Кузов этого вагона опрокидывается на обе стороны, причем при опрокидывании он перекатывается по направляющей и опрокидывается на люльке *A*. Благодаря такому устройству достигается легкое опрокидыва-

ние и установка кузова на место, так как путь перемещения центра тяжести может быть выбран произвольно. Однако, вследствие несколько более сложной конструкции, вагоны этого типа дороже вагонов с одной и двумя цапфами.

При опрокидывании у всех описанных типов вагонов боковые стенки свободно отклоняются на верхнем шарнире *a*, благодаря чему избегается неожиданно быстрое их раскрытие при наклонном положении кузова, а следовательно слишком быстрое перемещение центра тяжести.

Для удобства обслуживания и для достижения большей устойчивости вагоны описываемого типа могут изготовляться с двумя отдельными ящиками

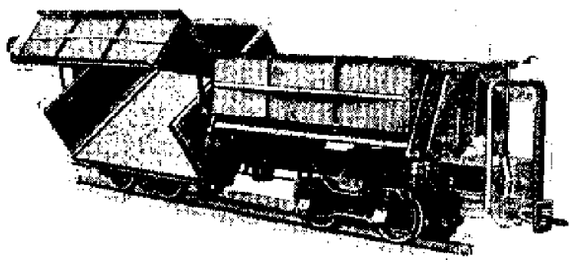


Рис. 276.

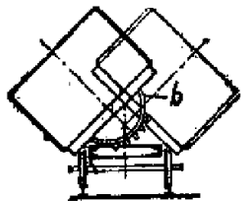


Рис. 277.

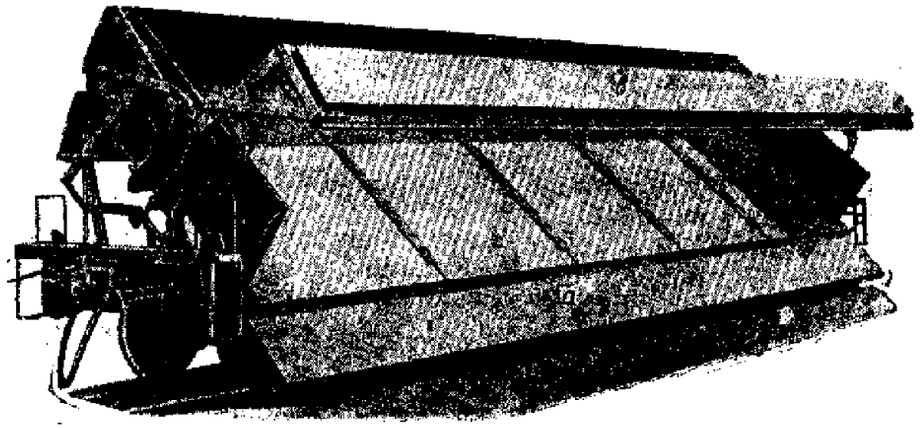


Рис. 278.

на одной общей раме. Фотография такого вагона воспроизведена на рис. 276; каждый ящик этого вагона имеет грузоподъемность в 5 *т*.

На рис. 277 представлена схема двухосного вагона с двумя кузовами емкостью по 4 $м^3$ с общей грузоподъемностью 18,5 *т*. Опрокидывание производится на обе стороны при помощи *цепи Галля*. При перекатывании кузова по зубчатому сегменту *b* он может быть остановлен в любом положении, что позволяет в случае надобности производить частичную разгрузку вагона.

Откидные боковые стенки в некоторых вагонах делаются разделенными по своей длине на две части (верхнюю и нижнюю). Каждая часть укрепляется на самостоятельном шарнире (верхнем и нижнем). Благодаря такому

устройству нижняя часть *a* при открывании откидывается книзу (рис. 278), а верхняя *b* — поднимается кверху. Преимущество такой конструкции заключается в том, что нижняя половина при разгрузке служит плоскостью скольжения для высыпаемого груза и защищает рельсы от засорения.

Вагоны с опрокидным кузовом в Германии получили большое распространение при открытых разработках бурого угля.

Преимуществом таких вагонов является то, что даже при слеживающихся и вследствие этого трудно выгружающихся породах полный вагон опоражнивается без остатка за очень короткий промежуток времени.

В новейших типах таких вагонов кузов устанавливается так, что со стороны разгрузки имеется некоторый избыток веса груза. Благодаря этому кузов после открытия щеколд автоматически опрокидывается, а поэтому такой вагон становится *саморазгружающимся*.

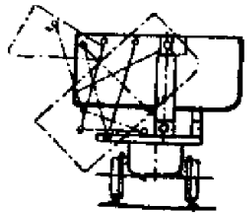


Рис. 279.

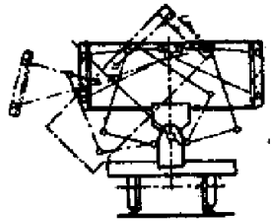


Рис. 280.

На рис. 279 показано схематическое устройство такого вагона с опрокидыванием на одну сторону, а на рис. 280 — на обе стороны. Боковые стенки при опрокидывании поднимаются кверху.

§ 97. ВАГОНЫ С ОПРОКИДНЫМ ДНОМ

В то время как у вагонов с опрокидным кузовом в наклонное положение приводится весь кузов, вагоны с опрокидным дном устраиваются так, что кузов при опрокидывании остается неподвижным, а дно, оставаясь все

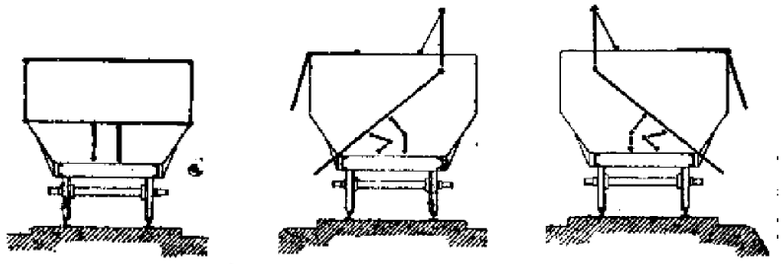


Рис. 281.

время между стенками кузова, приводится в наклонное положение и служит поверхностью скольжения для высыпаемой породы. Такие вагоны особенно удобны для работы с *трудно разгружающимися породами*.

Вагоны описываемой конструкции устраиваются двух образцов:

1) *с плоским опрокидным дном* и

2) *с лопатообразным опрокидным дном*.

Эти вагоны строятся разгружающимися на одну сторону и на две стороны.

На рис. 281 изображена схема вагона для нормальной колеи с плоским дном, позволяющим разгрузку на обе стороны. Фиг. *1* показывает вагон в

нагруженном состоянии, фиг. *2* — при разгрузке налево, а фиг. *3* — при разгрузке направо. Во время высыпания откидывается боковая стенка со стороны разгрузки.

Из схемы видно, что при открытии щеколды дно, благодаря соответствующему выбору положения оси вращения, переходит под действием собственного веса в наклонное положение для разгрузки; в то же время подвешенная на рычажной системе боковая стена отбрасывается вверх. Установка кузова в нормальное положение облегчается пружинами. Через высыпное отверстие между стенкой и дном легко выходят большие глыбы, погруженные в вагон одночерпаковым экскаватором.

§ 98. САМОРАЗГРУЖАЮЩИЕСЯ ВАГОНЫ

Вагоны с автоматической разгрузкой или саморазгружающиеся отличаются от описанных в предыдущих параграфах тем, что опоражнивание их производится под действием силы тяжести груза в продолжение весьма короткого времени.

Различают два основных типа таких вагонов:

1) *Когда разгрузка происходит вниз, через открывающееся дно вагона*, причем груз высыпается между рельсами.

2) *Когда разгрузка производится на стороны*, через частично раскрывающиеся боковые стенки вагона. Высыпка породы может при этом происходить или на одну или на другую сторону, или же на обе стороны одновременно.

Ко второму типу относятся уже описанные в § 96 опрокидные вагоны с ящичным кузовом, у которых опрокидывание происходит автоматически после выключения щеколды.

Вагоны саморазгружающиеся через дно строятся с затвором или в виде задвижки *a* (рис. 282) или в виде откидного клапана *b* (рис. 283).

Оба эти типа вагонов имеют следующие преимущества:

1) благодаря расположению кузова между колесами, используется пространство между скатами, что увеличивает емкость вагона;

2) так как разгрузка происходит через дно и боковые стенки не имеют затворов, то стенки их используются как элемент, несущий груз, отчего конструкция становится весьма прочной и уменьшается собственный вес вагона.

К недостаткам следует отнести:

1) легкую возможность образования из высыпающегося материала свода над выпускным отверстием в суженном поперечном сечении кузова; образование такого свода затрудняет опоражнивание вагона;

2) вследствие разгрузки через дно получается более узкий конус высыпки (рис. 284), чем при применении вагонов с разгрузкой на стороны (рис. 285); следствием этого является необходимость при ссыпке полезного ископаемого на склады строить эстакады большей длины, чем при разгрузке на стороны.

Для борьбы с первым недостатком прибегают к некоторому осложнению конструкции вагона, которое затрудняет образование свода, а в случае его образования позволяет его разрушить. Для этого устраиваются:

1) боковые стенки с промежуточным пространством (карманами), через которые железным стержнем можно пробить свод,

2) качающуюся промежуточную стену и расширение книзу поперечного сечения разгрузочного отверстия,

3) кузов выполняется так, что под действием веса груза меняется поперечное сечение кузова.

Затворы могут открываться и закрываться или от руки или при помощи сжатого воздуха. Пневматическую разгрузку следует применять там, где время стоянки вагонов ограничено настолько, что разгрузка должна быть произведена в несколько секунд.

В тех случаях, когда разгрузка производится не целиком в одном месте, а частями в различных пунктах, рекомендуется применять затвор в виде задвижки, а не клапанный.

Вагоны, разгружающиеся через дно, применяются для транспортировки *добытого полезного ископаемого* и получили большое распространение в Германии и Америке. Грузоподъемность таких вагонов делается в 10 *т*, 20 *т*, 40 *т*, 55 *т* и даже 105 *т* угля.

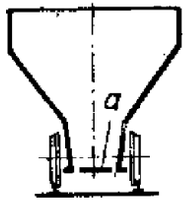


Рис. 282.

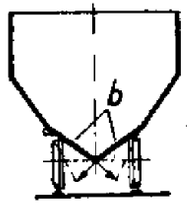


Рис. 283.

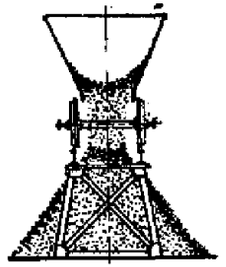


Рис. 284.

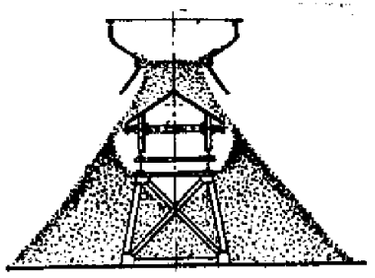


Рис. 285.

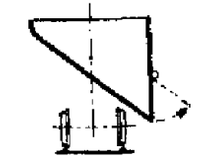


Рис. 286.

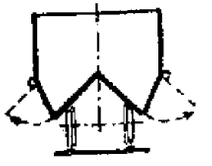


Рис. 287.

Вагоны с боковой саморазгрузкой строятся нескольких типов:

1) *С наклонным в одну сторону дном*. Схема такого вагона показана на рис. 286. Эти вагоны часто применяются за границей в горной промышленности для узкой колеи, однако они строятся и для широкой колеи. Для узкой колеи такие вагоны строятся емкостью 5 $м^3$.

2) *С седлообразным дном для разгрузки на обе стороны*. Схема вагона с двояконаклонным или седлообразным дном изображена на рис. 287. Эти вагоны строятся как для узкой, так и для широкой колеи. На рис. 288 изображена фотография импортного вагона емкостью 36 $м^3$, а на рис. 289 — емкостью 40 $м^3$. Оба вагона для колеи шириной в 900 *мм*. Угол наклона плоскостей седла для легко высыпающихся пород делается в 45°, а для трудно высыпающихся пород — более крутой.

Эти вагоны получили наибольшее распространение для транспорта пустых пород.

3) *С разгрузкой на три стороны.* Эти вагоны позволяют производить разгрузку или на одну сторону, или на обе стороны, или на обе стороны и вниз через дно.

4) *С плоским дном, разрыхляющим породу.* У этого вагона в момент разгрузки образуется седло, которое разламывает слежавшийся за время

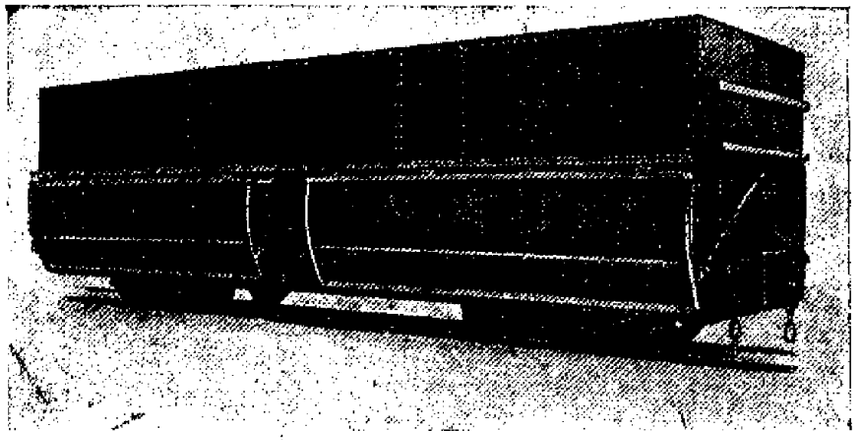


Рис. 288.

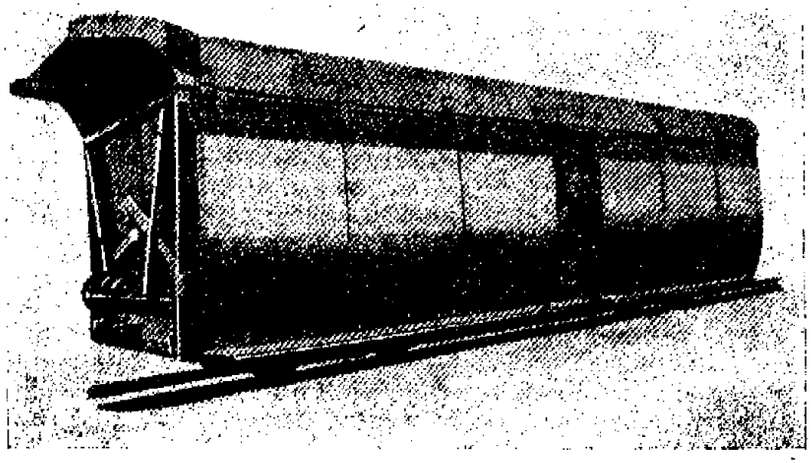
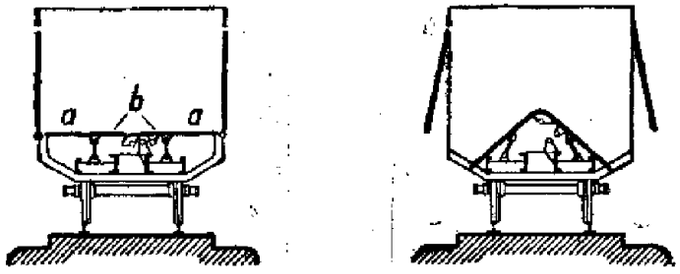


Рис. 289.

транспортировки груз и тем способствует его высыпанию. Идея такого вагона заключается в том, что дно вагона разделено в продольном направлении на две части. Каждая половина дна может вращаться около опоры, расположенной так, что каждая створка дна имеет длинную *a* и короткую *b* часть (рис. 290, фиг. *1*). Длинная часть створки подвешивается к боковой стенке вагона. Когда при открывании затвора боковые стенки открываются,

избыток груза действует на более длинную половину створки дна, поворачивает ее книзу, и обе половинки образуют седлообразное дно (рис. 290, *фиг. 2*).

Из сделанного описания видно, что имеется большое разнообразие вагонов как по конструкции, так и по емкости. Чтобы выбрать для работ карьера наиболее рациональный вагон, рекомендуется взвесить: 1) свойства пород и 2) все обстоятельства, которые могут иметь место при работе откатки, например уклоны, возможные радиусы закруглений, способ образования отвалов или складов, способ нагрузки вагонов и т. п. При выборе вагона следует также помнить, что в карьере желательно иметь один тип вагонов



Фиг. 1. Фиг. 2.

Рис. 290.

как для отвозки пустой породы, так и для отвозки полезного ископаемого, так как это упрощает, а следовательно и удешевляет оборудование ремонтных мастерских.

§ 99. ТЯГОВЫЕ СРЕДСТВА

Для выполнения откатки может быть применена:

1) *мускульная сила человека или лошади,*

2) *механическая сила или стационарных* (неподвижных) *или подвижных двигателей.*

Мускульная сила человека может применяться только при откатке небольших количеств породы в тачках или вагонетках малой емкости и то на небольшое расстояние. Откатка в вагонетках в этом случае обычно производится отдельными вагонетками. Применение для выполнения откатки силы человека отживает свой век, и в настоящее время в нашем Союзе таким способом производится откатка только на небольших, еще не механизированных предприятиях. Поэтому мы не будем останавливаться на этом способе откатки, тем более что он описывается во всех курсах рудничной откатки, в которых интересующиеся, в случае надобности, могут почерпнуть необходимые им сведения.

Конная откатка может применяться при откатке бо́льших масс породы и на бо́льшее расстояние, чем при откатке людьми. Откатка лошадьми может производиться: а) в специальных телегах, называемых *грабарками* и в *колымажках*, и б) в вагонетках по рельсовым путям. Последний способ транспортировки описывается во всех курсах рудничной откатки, а поэтому, для избежания повторения, мы на нем останавливаться не будем.

Откатку же в грабарках рассмотрим вкратце, так как этот способ еще имеет место на некоторых предприятиях нашего Союза и может быть применен на вновь организуемых карьерах для производства подготовительных

работ. К тому же этот способ откатки обычно не описывается в курсах горного дела.

Из всех видов откатки стационарными двигателями в карьерах применяются:

1) *Откатка скреперами* (работа скреперами описана во II части курса „Горные выработки и горные работы", стр. 4 — 10, и в § 61 настоящего курса).

2) *Цепная откатка.*

3) *Откатка подвижными двигателями.*

В качестве подвижных двигателей применяются:

а) автомобили, б) тракторы, в) паровозы, г) моговозы, д) контактные электровозы.

Аккумуляторные электровозы в открытых разработках до настоящего времени не нашли применения ни за границей ни у нас. Причиной этому служит: во-первых, большая стоимость откатки аккумуляторными электровозами по сравнению со стоимостью откатки контактными электровозами, и во-вторых, влияние перемен температуры воздуха на аккумуляторные батареи.

4) *Ленточными транспортерами:* баидваген, мостовые транспортеры (см. § 76 и 77) и обыкновенные ленточные транспортеры.

5) *По канату:* башенные экскаваторы и кабель-краны. Первые описаны в § 63, а последние будут описаны в § 127.

§ 100. ОТКАТКА В ГРАБАРКАХ И КОЛЫМАЖКАХ

Грабарка (рис. 291) представляет собой одноконные дроги с установленным на них длинным и узким ящиком с неподвижным дном и двумя съемными боковыми стенками.

Для выгрузки породы из грабарки боковые стенки ящика снимаются; при этом часть земли сваливается сама собой, а остальную часть приходится сбрасывать лопатами. Емкость грабарки — около 0,50 $м^3$.

Колымажка (рис. 292) представляет собой одноконные дроги, на которые ставится опрокидывающийся короб. Последний состоит из нескольких криволинейных ребер, связанных между собою насадками и обшитых внутри тонкими досками. Короб свободно привязывается к дрогам веревками, дающими ему возможность опрокидываться, но в то же время мешающими ему совершенно свалиться с дрог. Для выгрузки колымажки рабочий толкает его со стороны и опрокидывает его; после опоражнивания короба рабочий тянет за веревку и таким образом снова ставит его на место. Оси дрог расстанавливаются настолько, чтобы колеса не мешали опрокидыванию короба, поэтому выгрузку можно в случае надобности производить на ходу, не останавливая колымажки. Емкость колымажки — 0,33 $м^3$.

Рассмотрим преимущества и недостатки обоих описанных откаточных сосудов.

Грабарка ниже колымажки, а поэтому нагружать ее легче и скорее, так как породу приходится поднимать на меньшую высоту. Но зато выгрузка колымажки легче и удобнее, так как грабарку для выгрузки приходится останавливать, а колымажку можно выгружать на ходу, совершенно не теряя времени на ее разгрузку. При выгрузке грабарки земля падает прямо вниз под грабарку и потом ее приходится разравнивать, при выгрузке же колымажки порода сваливается вбок, дальше от колес, что облегчает ведение отвала правильными слоями и уменьшает работы по разравниванию выгруженной породы. Кроме того, при выгрузке грабарки

порода засыпает оси дрог, что увеличивает трение колес в осях и затрудняет ход. Колымажка этого недостатка не имеет, так как короб ее короче расстояния между осями. Зато колымажка тяжелее грабарки, вследствие чего на грабарку можно грузить несколько больше породы.

При выборе типа повозки, кроме учета указанных преимуществ и недостатков, следует учитывать и навык рабочих с работой того или другого типа повозок.

Возка подводами обыкновенно производится непосредственно по грунту, не устраивая специальных дорог.

Подъем для груженых подвод обыкновенно делается не круче 0,030; более крутые подъемы (от 0,100 до 0,200) могут допускаться только на коротких расстояниях.

Откатка на подводах обычно производится артелями. Организация работы каждой артели может быть осуществлена двумя способами:

1. Каждая артель одновременно разрабатывает и грузит породу в подводы и затем отправляется к месту выгрузки обозом.

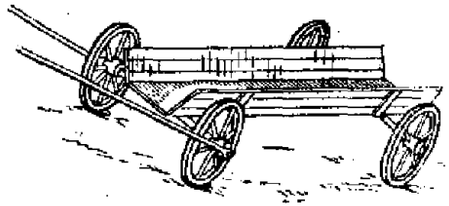


Рис. 291.

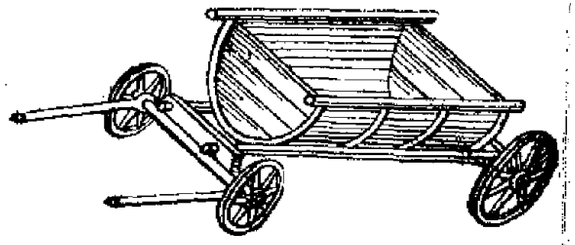


Рис. 292.

2. Разработку и нагрузку породы производят отдельные рабочие (навальщики); подводы же обслуживаются погонщиками, причем на каждые 2 — 3 подводы ставится один погонщик. При такой организации рабочие могут быть разделены по своей квалификации, а именно: на разработку и погрузку должны быть поставлены опытные землекопы, а погонщиками могут быть неквалифицированные рабочие.

Второй способ дает более правильное распределение рабочей силы и дает большую производительность откатки.

§ 101. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВОЗКИ ПОДВОДАМИ

Производительность перевозки зависит от:

1) средней кубатуры породы, нагружаемой в повозку — W $м^3$,

2) числа оборотов в смену — n

Если обозначим сменную производительность Q $м^3$, то зависимость между указанными величинами можем выразить следующей формулой:

$$Q = Wn \ м^3. \qquad (116)$$

Число оборотов подводы в смену:

$$n = \frac{T}{t} \qquad (117)$$

где T — продолжительность смены в минутах,

t — продолжительность одного оборота подводы в мин.

Продолжительность же одного оборота слагается из:

1) времени, необходимого для погрузки подводы . . . . . t_1 мин.
2) времени, необходимого для разгрузки подводы . . . . . t_2 мин.
3) расстояния перевозки . . . . . l *м*
4) скорости движения груженой подводы . . . . . v_1 *м*/мин.
5) скорости движения порожней подводы . . . . . v_2 *м*/мин.

Зависимость между этими величинами может быть выражена следующей формулой:

$$t = t_1 + t_2 + \frac{l}{v_1} + \frac{l}{v_2} \text{ мин.} \qquad (118)$$

Подставляя в выражение (116) вместо n его значение из выражения (117), а вместо входящего в него t—его значение из выражения (118), получим следующую общую формулу производительности откатки в подводах:

$$Q = \frac{TW}{t_1 + t_2 + \frac{l}{v_1} + \frac{l}{v_2}} \text{ м}^3. \qquad (119)$$

Объем полезной нагрузки повозки W при тяге одной лошадью в зависимости от веса 1 *м*³ породы в разрыхленном состоянии и от состояния дороги, по которой производится перевозка, может быть взят из табл. 24.

Таблица 24.

Объем породы в разрыхленном состоянии, перевозимый одной лошадью

Условия откатки	Объем м³ породы при весе (в кг)			Вес перевозимой породы в кг
	1200	1500	2000	
При очень плохой грунтовой дороге и слабых лошадях	0,4	0,3	0,25	500
При плохой дороге и сильных лошадях	0,5	0,35	0,3	600
При плотной и хорошей дороге и при сильных лошадях	0,8	0,6	0,5	до 1000

Скорость движения груженой подводы v_1 может быть принята равной 50 *м*/мин.

Скорость движения порожней подводы $v_2 = 90$ *м*/мин.

Время нагрузки подводы t_1 зависит от емкости подводы и быстроты работы по нагрузке. В среднем быстроту нагрузки одного человека можно принять равной 1,5 *куб. м*/час. Тогда

$$t_1 = \frac{60 \cdot W}{1{,}5} = 40\,W \text{ мин.} \qquad (120)$$

При постановке на нагрузку подводы m человек время нагрузки подводы может быть выражено формулой:

$$t_1 = \frac{60 \cdot W}{m \cdot 1{,}5} = 40\,\frac{W}{m} \text{ мин.} \qquad (121)$$

Число грузчиков m, приходящихся на подводу при погрузке ее с обеих сторон, не должно быть более 4, так как работа более чем 2 навальщиков с каждой стороны подводы будет стеснена и производительность их будет ниже нормальной.

Скорость разгрузки подводы может быть принята t_2 от 2 до 3 мин.

Применение труда специальных навальщиков может быть выгодно только в том случае, если в организации работы осуществлено полное соответствие между производительностью средств погрузки и средств отвозки.

Это значит, что во время рейса подводы нагрузчики не должны бездействовать. Для этого необходимо, чтобы навальщики обслуживали не одну подводу, а несколько, и работы должны быть организованы с таким расчетом, чтобы, пока первая подвода будет находиться в отъезде, к навальщикам беспрерывно до возвращения первой подводы подъезжали по очереди другие подводы.

§ 102. ЦЕПНАЯ ОТКАТКА

Принцип цепной откатки в карьерах перенесен из практики подземных разработок. Свое развитие и наибольшее распространение этот вид откатки получил на германских буроугольных открытых разработках. Так, до 1922 г. 87% всей добычи бурого угля вывезено из карьеров при помощи цепной откатки. Такое широкое применение этого вида откатки объясняется сравнительно небольшим в то время расстоянием откатки до брикетной фабрики, при сравнительно небольших размерах добычи. С удалением карьеров от фабрик, увеличением производительности карьеров и применением экскаваторов с большой производительностью, цепная откатка начала вытесняться откаткой подвижными двигателями, главным образом контактными электровозами. В результате в 1929/30 г. процент применения цепной откатки упал с 87 до 40%.

На рис. 293 изображена откатка из-под экскаватора с помощью *верхней цепи*. К недостаткам цепной откатки в условиях современной техники работ карьеров с большой производительностью следует отнести:

1) *Возможность применять вагоны только небольшой емкости*, которая по немецким данным не должна превышать 1,1 *м*³.

2) *Малая емкость вагонеток дает засорение путей* породой, просыпающейся при погрузке.

3) *Необходимость соблюдать известные расстояния между вагонетками*, что не дает возможности многоковшевому экскаватору работать беспрерывно.

4) *Требует в 2—3 раза большего обслуживающего персонала*, чем при откатке подвижными двигателями.

5) Благодаря большому обслуживающему штату, *стоимость тонно-километра при цепной откатке*, даже при современных наиболее усовершенствованных установках, *почти в 2 раза больше стоимости электровозной откатки*. К преимуществам следует отнести:

1) *Возможность втаскивать груженые вагонетки на крутые подъемы*, доходящие иногда до 0,222. Такие подъемы подвижными двигателями преодолеть нельзя.

2) *Значительно меньшие капитальные затраты* по сравнению с оборудованием откатки паровозами и электровозами.

3) *Беспрерывность потока груженых вагонеток от экскаватора к месту разгрузки вагонеток*, что создает равномерную нагрузку на силовую станцию (станцию, вырабатывающую энергию для откатки).

Рис. 293.

§ 103. ОТКАТКА АВТОМОБИЛЯМИ И ТРАКТОРАМИ

На некоторых предприятиях при сравнительно небольшом расстоянии возки (от 1 до 3 *км*) может быть применен так называемый *механизированный безрельсовый транспорт*, т. е. вывозка добытого полезного ископаемого *автомобилями* и *тракторами*.

Рис. 294.

Рис. 295.

Откатка в автомобилях производится при помощи грузовиков подъемной силой от 1 до 7 *т*, что составляет емкость кузова от 0,4 до 6 $м^3$.

В зависимости от устройства кузова различают машины: с *открытыми обыкновенными платформами* и с *опрокидывающимися платформами* (рис. 294) и *цистерны*.

Грузовики с открытыми обыкновенными платформами требуют значительного времени на разгрузку, так как при открытии бортов высыпается только часть породы, а остальную часть приходится сбрасывать лопатами. Такие машины наиболее удобно применять для перевозки *штучного камня*, который нельзя разгружать путем опрокидывания кузова, и выгрузку можно механизировать *кранами* и т. п.

Для транспортировки же *рыхлого материала* наиболее удобны и экономичны грузовики *с опрокидывающимися кузовами*, так как разгрузка их занимает минимум времени, что позволяет машине сделать большое число оборотов в смену. Опрокидывание кузова делается или вбок или назад. Самое опрокидывание производится или вручную или гидравлически, путем накачивания масла из *картера*.

Цистерны могут применяться для подвоза в карьер воды для питания паровых машин, экскаваторов, буровых станков и т. п. и жидкого топлива — для машин с двигателями внутреннего сгорания. Загрузку автомобилей можно производить экскаваторами и кранами.

Трактор применяется обычно в качестве *тягача*, порода же нагружается в специальные прицепные тележки, *четырехколесные* или *двухколесные*.

На рис. 295 представлен трактор с двигателем автомобильного типа, так называемый *камион* с прицепленной к нему двухколесной тележкой. Прицепки могут быть и четырехколесными. Емкость прицепки достигает до 16 $м^3$. Наличие прицепки к трактору дает ему два больших преимущества против автомобиля.

Первое преимущество заключается в том, что трактор может находиться в движении с одной прицепкой, пока другая нагружается. Благодаря этому достигается уменьшение непроизводительных простоев под погрузкой, что увеличивает число оборотов трактора за смену.

Второе преимущество — это более легкий проход через ухабы и неровности дороги благодаря короткой базе трактора и эластичной сцепке трактора с прицепными вагонами. Это обстоятельство дает возможность применения тракторного транспорта в карьерных работах там, где необходимо создание небольших радиусов закруглений.

При выборе модели машины имеют значение следующие факторы:

1) *вес поезда*, который подлежит перевозке,

2) *состояние поверхности дороги*, по которой перемещается поезд,

3) *подъем пути*,

4) *скорость, с которой поезд должен перемещаться*, чтобы перевезти состав в заданный промежуток времени.

Из перечисленных факторов вес поезда, состояние поверхности дороги и подъем пути в грузовом направлении определяют максимум тяговых усилий двигателя машины. Скорость характеризует размер аккумуляторной батареи, если машина электрическая, или мощность двигателя внутреннего сгорания, которая потребна для осуществления максимального тягового усилия. Разрешение всех указанных вопросов представляет собой особую область знаний, являющихся специальностью механиков, а поэтому на ней за неимением места останавливаться не будем.

Расчет производительности автомобильной и тракторной откатки может производиться по формуле, аналогичной формуле (119), приведенной для конной откатки, которая имеет вид:

$$Q = \frac{Tw}{t_1 + t_2 + \frac{l}{v_1} + \frac{l}{v_2}}. \qquad (119)$$

Само собой понятно, что входящие в формулу буквы имеют иные цифровые значения, чем при конной откатке.

Продолжительность нагрузки t_1 в принципе при ручной загрузке может быть подсчитана по формулам (120) и (121), а при механической загрузке зависит от характеристики машины, производящей загрузку (экскаватор). При применении трактора с прицепкой эта величина является наименьшей и определяется временем, достаточным на производство отцепки порожняка и прицепки загруженного откаточного сосуда.

Продолжительность разгрузки t_2 при ручной работе лопатами можно принимать равной 10 мин. на каждую тонну груза, а при опрокидных кузовах—от 0,5 до 1 мин. на разгрузку всей машины.

Скорость движения v_1 и v_2 и некоторые другие данные приведены в таблицах 25, 26, 27, 28 и 29.

Таблица 25

Данные о грузовых автомобилях

	Подъемная сила в *т*				
	1	1½	3	5	7½
Объем перевозимой породы в $м^3$:					
Глины и песку	0,6—0,85	0,85—1,30	1,75—2,5	3—4,5	4,5—6,5
Камня	0,4—0,5	0,6—0,7	1,2—1,5	2—2,5	3—4
Скорость движения по хорошим дорогам *км*/ч	25	20	16	13	10
По плох. дорогам *км*/ч	15	13	10	8	8
Расход топлива на *км*:					
С грузом *г*	230	340	410	520	—
Порожняком *г*	190	310	325	420	—

Надо заметить, что расход горючего увеличивается по мере износа машины. В среднем можно принять увеличение на 3% за каждый год службы машины.

Расход масла — 4% от горючего; по мере износа расход увеличивается примерно на 0,5% за каждый год службы.

Расход *тавота* — 1% от горючего.

Расход керосина — 0,40 *кг* в сутки.

Расход обтирочных материалов — 0,16 *кг* в сутки.

Расход карбида — 0,40 *кг* в сутки.

Шины пневматические на задних колесах изнашиваются после пробега 3000—4000 *км*.

Шины пневматические на передних колесах изнашиваются после пробега 4000—5000 *км*.

Шины сплошные изнашиваются после пробега 11 000 — 12 000 *км*.

В ремонте следует полагать от 15 до 30% машин, в среднем 20%. Каждая машина находится примерно:

в малом ремонте от 2 до 4 дней в месяц
в среднем „ „ 6 „ 8 „ за квартал (3 мес.).
в капитальном ремонте 1 месяц в году.

Таблица 26

Данные о тракторах на гусеничном ходу

Условия работы	Вес трактора в *т*			
	1,5	3,0	4,5	10
Мощность двигателя на валу в лош. силах	20	30	40	80
Скорость движения	от 2,5 до 8 *км* в час			
Сила тяги на крюке при скорости движения 3,5 *км*/час в *кг*	800—1000	1200—1500	1500—1800	3000—3500
Условия перевозки: суглинистая почва, подъем до 0,050				
Вес прицепки с грузом в *т*	6	10	12	25
Объем перевозимого разрыхленного грунта в $м^3$	2,5—3,5	4—5	5—6	10—12
Объем перевозимого взорванного камня в $м^3$	1,5—2	2—3	3—3,5	6—7
Тяжелые условия: песок, подъем до 0,100				
Вес прицепки с грузом в $м^3$	3	5	6	12
Объем перевозимого разрыхленного грунта в $м^3$	1,5	2—2,5	2,5—3	4,5—6,5
Взорванного камня в $м^3$	1	1,5	1,5—2,0	3,0—4,0

Таблица 27

Основные характеристики гусеничных тракторов

Наименование трактора	Мощность двигателя в HP	Номинальн. сила тяги в HP	Средняя скорость в *км*/час	Давление на грунт в *кг*/*см*²	Вес трактора
Клетрак	20	12	5,5	0,28	1,5
Хольт *Т*—3,5	35	15	5,0	0,32	1,8
„ 5 *т*	40	25	5,0	0,32	4,2
„ 10 „	60	40	5,0	0,53	8,5
Монарх — *Е* 4—40	40	25	5,5	0,47	5,4
„ *Д* 6—60	60	35	5,0	0,45	7,0
Коммунар	50	—	5,0	0,50	8,5
Большевик	40,8	—	2,3—4—10,4	0,45	4,6 в рабоч. сост. 5,25

Таблица 28

Расход горючего грузовыми автомобилями

	1½ *т*	3 *т*	5 *т*	Примечание
	кг			
Расход бензина новой машиной на 1 *км*				
На плохой дороге . . .	0,35	0,45	0,55	Без груза на 20% меньше
На средней дороге . .	0,25	0,35	0,45	Зимой на 30% больше
На очень хорошей дороге	0,15	0,25	0,35	

Таблица 29

Расход горючего гусеничными тракторами

	На 1 *км* в *кг*		1 *т-км* в *кг*	
	на шоссе	на грунт. дороге	на шоссе	на грунтовой дороге
Коммунар . . .	2,4	4,0	0,15	0 25
Большевик . . .	1,4	2,4	0,14	0,24
Хольт	—	—	—	0,32

§ 104. ОТКАТКА ПОДВИЖНЫМИ ДВИГАТЕЛЯМИ ПО РЕЛЬСОВЫМ ПУТЯМ

Откатка подвижными двигателями по рельсовым путям в настоящее время является основным видом транспорта в открытых разработках как при транспорте добытого полезного ископаемого, так и пустых пород.

В качестве подвижных двигателей по узкой и широкой колее могут быть применены: *паровозы, тепловозы* и *электровозы.*

Паровозы применяются преимущественно *двух* и *трехосные танковые*, т. е. несущие на себе запас воды и топлива. В табл. 30 даны размеры и характеристика паровозов, применяющихся в открытых разработках, как у нас в Союзе, так и за границей.

За последнее время за границей в некоторых буроугольных открытых разработках начинают применяться так называемые *„безогневые паровозы"*, или иначе *„аккумуляторные паровозы"*. Идея этих паровозов заключается в том, что котел паровоза заполняется не водой, а паром под высоким давлением, который получается паровозом от котла, находящегося вне карьера. *Благодаря такому устройству паровоз не имеет топки, что создает абсолютную безопасность паровоза в пожарном отношении и в отношении взрыва котла.* Безогневые паровозы дают значительную экономию в эксплоатационных расходах, так как обслуживание его может производиться одним простым рабочим; ремонт и стоимость содержания паровоза весьма незначительны.

На рис. 296 изображен безогневой паровоз 0-3-0, изготовленный германской фирмой *Оренштейн и Коппель* для нормальной колеи. Объем котла 19 $м^3$. Служебный вес около 50 *т*.

Таблица 30

Данные о паровозах

	2-х осные			3-х осные				4-х осные						Танк-паровозы							
	0—2—0	0—2—0	0—2—0	0—2—0	0—3—0	0—3—0	0—3—0	0—4—0	0—4—0	0—4—0	0—4—0	0—4—0	0—4—0	0—2—0	0—2—0	0—3—0	0—3—0	0—3—0	0—3—0	0—3—0	0—3—0
Завод	—	—	—	Краус	Краус	Вулкан	Колом	Вулкан	Краус	Юнга	Малый	Коломенский									Невский зав. (Ленина)
Колея *мм*	600	750	900	750	750	750	750	750	750	750	750	750	1 524	1 524	1 524	1 524	1 524	1 524	1 524	1 524	1 524
Диам. цилиндров *мм* . .	185	235	310	210	195	205	256	350	270	255	270	355	330	470	440	440	440	440	440	440	440
Ход поршня *мм*	300	400	430	300	300	280	300	400	300	310	310	400	500	600	550	550	550	550	550	550	550
Диам. ведущих колес *мм* .	600	800	800	680	600	600	600	850	600	650	600	850	950	1 200	1 100	1 100	1 100	1 100	1 100	1 100	1 100
Расстоян. между осями *мм*	1 100	1 400	1 800	1 200	1 500	1 600	1 500	3 400	2 200	2 200	2 200	3 000	2 000	3 000	3 100	3 100	3 100	3 100	3 100	3 100	3 100
Площадь решетки $м^2$ . .	0,33	0,45	0,80	0,40	0,35	0,40	0,54	0,90	0,55	0,50	0,59	1,32	1,09	1,53	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70	1,70
Поверхн. нагрева $м^2$ . . .	14,8	21,80	36,80	21,00	18,90	18,50	26,70	46,70	33,00	24,50	33,30	61,50	55,30	96,20	96,20	96,20	96,20	96,20	96,20	96,20	96,20
Давление пара в атм . . .	12	12	12	10	15	15	12	12	12	15	12	13	12	13	13	13	13	13	13	13	13
Вес паровоза в рабочем состоянии *т*	7,9	12,00	18,80	10,00	11,00	11,00	11,80	24,00	15,30	15,00	16,00	28,00	25,50	50,00	45,00	45,00	45,00	45,00	45,00	45,00	45,00
Запас воды в *т*	0,57	1,00	2,00	0,36	0,15	0,20	3,30	2,20	1,35	1,40	1,80	6,36	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Запас угля в *т*	0,30	0,50	0,75	—	0,23	0,20	1,42	0,80	1,20	1,00	1,20	2,64	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Сила тяги в *кг*	1 030	1 660	2 880	1 343	1 425	1 470	1 965	4 500	2 180	2 325	2590	3 850	4 130	8 615	7 550	—	—	—	—	—	—
Скорость *км/час*	10	10	11	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Наибольшая скорость . .	18	25	30	13	—	—	15	—	—	—	—	25	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Цена	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	28 600	52 100	49 000	—	—	—	—	—	—

Таблица 31

Данные о мотовозах

Характерные данные	Ф и р Путиловский завод			Иностранные заводы						
				Маффет (Германия)			Оренштейн и Коппель (Германия)			
	0—2—0	0—3—0	0—2—0				*RL*—1	*H*—1	*RL*—2	*H*—2
Мощность . . . . . HP	20	20	60	15	20	30	10	10	20	20
Колея . . . . . *мм*	750 или 1 524	750 или 1 524	1 524	750	750	750	750	750	750	750
Полная длина . . . . . *мм*	4 600	4 042	—	3 580	3 580	4 150	2 650	2 560	3 915	3 810
Ширина . . . . . *мм*	1 720	1 739	—	1 400	1 400	1 700	1 250	1 185	1 350	1 350
Высота с будкой . . . . . *мм*	2 700	2 340	—	2 415	2 415	2 770	1 685	2 100	2 275	2 275
Расстояние между осями . . . . . *мм*	1 200	1 550	—	900	900	1 100	800	800	1 000	1 000
Диаметр колес . . . . . *мм*	600	—	—	450	450	600	450	450	—	550
Число цилиндров	4	—	—	1	2	3	1	2	2	4
Число осей	2	3	—	—	—	—	—	—	—	—
Вес . . . . . *т*	6	6	15 — 16	2,0—4,6	4,3—5,6	7,0 — 8,0	2,8	3,0	5,0	5,0
Давление на ось . . . . . *т*	3	2	—	—	—	—	—	—	—	—
Скорость . . . . . *км/ч.*	2,45 — 4,3 — 11,0	2,5 — 4,7 — 12,0	—	5,0—10,0	5,0—10,5	6,0 — 15,0	4,5 — 9,0	4,0 — 8,0	5,0 — 10,0	5,0 — 10,0
Сила тяги на крюке в *т*:										
при скорости . . . . . *км* в час / *т*	4 / 0,625	2,5 / 1,300	—	5 / 0,650	5 / 0,860	6 / 1,080	4,5 / 0,470	4,0 / 0,510	5,0 / 0,830	5,0 / 0,830
при скорости . . . . . *км* в час / *т*	10 / 0,250	12 / 0,300	—	10 / 0,300	10 / 0,400	10 / 0,600	9,0 / 0,220	8,0 / 0,240	10,0 / 0,390	10 / 0,390
Вес состава в *т* на гориз. пути:										
при скорости I	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
при скорости II	—	—	—	80	110	140	39	42	69	69
при скорости III	—	—	—	35	50	70	22	24	39	39
Наименьший радиус закруглений. . . . . *м*	—	—	—	8	8	12	6	6	8	8
Род топлива	керосин	—	—	нефть	нефть	нефть	нефть	бензин	нефть	бензин
Расход топлива в *кг* на силу/час	0,350	—	—	0,225	0,225	0,225	0,220	0,260	0,220	0,260
Расход смазки в % от топлива	10	—	—	4,5	4,5	4,5	3	5	3	5
Система передачи	рычажная	—	—	рычажная		—	—	—	—	—
Стоимость в рублях (для иностранных, считая марку за 1 рубль, включая доставку и пошлину)	13 000	16 000	20 000	10 500	11 300	18 450	5 375	5 875	9 750	9 750

В открытых разработках применяются до настоящего времени исключительно контактные электровозы как наиболее экономичные по сравнению с аккумуляторами. Одной из причин, препятствующих распространению аккумуляторных электровозов в открытых разработках, очевидно является резкая перемена температуры по времени года (лето и зима), которая неблагоприятно влияет на работу аккумуляторных батарей. Контактные электровозы имеют все преимущества и недостатки, указанные для моторовозов. Одним существенным дополнительным недостатком является необходимость иметь *контактную сеть*, которая должна переноситься вместе с путями по мере подвигания забоев. Однако, благодаря особым конструкциям опор для контактного провода, этот недостаток в настоящее время настолько смягчен, что не имеет решающего значения при выборе подвижного двигателя. Поэтому за границей, там, где имеется дешевая электрическая энергия, всюду стремятся перейти к откатке контактными электровозами.

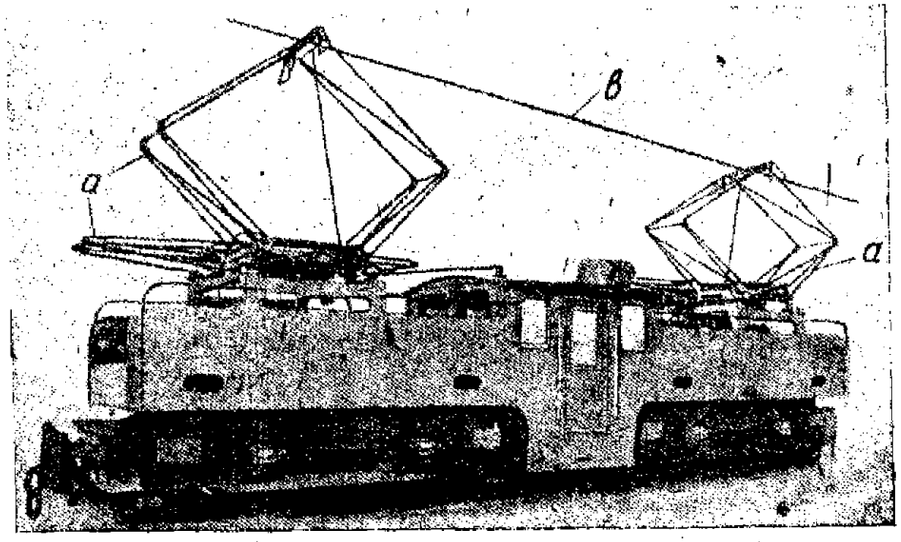


Рис. 300.

Для того, чтобы контактные провода не мешали погрузке вагонов, провода подвешивают сбоку пути на стойках *a*, прикрепленных к шпалам (рис. 299). Вследствие этого электровозы, применяющиеся в открытых разработках, снабжаются боковыми токосборниками (пантографом), обозначенными на рис. 299 буквою *b*. На рис. 300 показан вид электровоза с четырьмя пантографами, обозначенными буквой *a*. Два пантографа, находящиеся на стороне электровоза, ближайшей к контактному проводу *b*, приподняты, а два на другой стороне опущены.

В табл. 32 приводятся размеры и характеристика наиболее употребительных в открытых разработках иностранных электровозов. В СССР электровозы изготовляет ВЭО (Всесоюзное электрическое общество). В настоящее время выпущены контактные электровозы для широкой колеи со сцепным весом (без балласта) в 15 *т* и запроектированы со сцепным весом в 30 и 55 *т*.

Таблица 32

Характеристика иностранных электровозов для открытых разработок

Порядковый №	Характерные данные электровозов для открытых разработок	Иностранные фирмы						СССР
		S. S. W.	*S. S. W.*	*AEG*	*AEG*	*AEG*	*BBC*	*ВЭО*
1	Ширина колеи . . . . . *мм*	900	1 435	600	1 435	900	1 435	1 524
2	Сцепной вес . . . . . *т*	65	80	60	125	65	125	15
3	Число осей	4	4	4	4	4	4	2
4	Давление колеи на рельсы . . . . . *т*	8 125	10	7,5	15,63	8,125	15,625	—
5	Расстояние между осями . . . . . *мм*	1 600	2 700	1 750	2 800	1 700	2 400	—
6	Расстояние между цкворнями тележек . . *мм*	6 440	6 600	5 950	5 900	6 000	7 500	—
7	Наименьший радиус кривой . . . . . *мм*	30	100	30	80 — 100	30	100	—
8	Наибольшая высота (кабина вожатого) . . *мм*	2 510	3 600	2 500	—	2 500	3 200	—
9	Наибольшая ширина . . . . . *мм*	2 200	3 000	—	—	2 200	3 000	—
10	Высота центра тяжести над головкой рельса *мм*	—	—	—	—	1 000	1 300	—
11	Напряжение в контактном проводе	1 200	1 200	1 200	—	1 200	3 000	—
12	Часовая мощность электровоза	708	1 068	700	1 520	700	1 480	—
13	Длительная мощность при искусственной вентиляции	568	860	525	1 140	600	1 200	—
14	Коэфициент сцепления	0,25	0,25	0,25	—	0,33	0,33	—
15	Тяговое усилие при часовом режиме . . . *кг*	11 500	15 400	12 000	17 300	10 000	21 000	3 600
16	Соответствующая скорость . . . . . *км/час*	21,3	21,2	20,8	32	25	25	16
17	Тяговое усилие при продолжит. режиме . . *кг*	9 600	11 800	8 000	12 600	8 300	17 500	—
18	Соответствующая скорость . . . . . *км/час*	22	25,6	23,5	34	26	26	—
19	Максимальная сила тяги . . . . . *кг*	16 800	20 000	15 000 — 16 200	31 000	20 000	38 000	—
20	Вес поезда при подъеме 0,020, при сопротивлении кривых 6 *кг/т*, при ширине колеи 900 *мм* и 4 *кг/т* при нормальной колее . . . . . *т*	460	675	495	750	385	900	—
21	Соответствующая скорость при подъеме 0,020 . .	20,7	23,2	18	30	24,5	24,5	—
22	Цена франко-завод на 1929 год	—	—	—	—	95 000	250 000	—

§ 105. ОТКАТКА ПО СИСТЕМЕ ВУДФОРДА

Откатка по *системе Вудфорда* представляет собой транспортировку груза в *самодвижущихся вагонах, причем управление движением всех вагонов производится одним человеком*, который находится в башне, помещенной вне карьера. Таким образом *управление всей работой откатки производится на расстоянии*. Откатка по этой системе может осуществляться *как по горизонтальным*, так и *по наклонным путям с подъемом до 0,060*.

Каждый вагон, в котором производится откатка по системе Вудфорда, представляет собой самостоятельную единицу, оборудованную своим электрическим мотором и необходимыми автоматическими приборами, которые и заставляют его действовать, согласно желанию человека, сидящего в контрольной башне. Вагоны не соединяются в поезда, а работают по одиночке, двигаясь на некотором расстоянии друг от друга. Это обстоятельство дает большее использование вагонного парка, так как погруженный вагон не должен ожидать погрузки остальных вагонов, а сейчас же начинает двигаться. Поэтому каждый вагон все время находится в работе, а это увеличивает число оборотов вагона в смену или сутки.

Вся откатка приводится в действие *постоянным током*. Ток подводится к вагонам *по одной третьей рельсе*, помещенной посредине путей и поддерживаемой деревянными подкладками.

Контрольная башня, из которой производится управление всей откатки, обычно строится двухэтажной. В верхнем этаже помещаются все приборы, при помощи которых производится управление откаткой; в этом же этаже помещается и человек, управляющий откаткой. Такое положение увеличивает поле зрения и позволяет машинисту видеть все то, что происходит на путях карьера. В нижнем этаже помещаются все автоматические механизмы, необходимые для управления откаткой.

Весь механизм управления смонтирован так, что им можно управлять движением в обоих направлениях, останавливать и пускать в ход вагоны на любом участке пути, переводить стрелки, зажигать фонари и сигналы. Благодаря такому устройству пустой вагон может быть поставлен под погрузку и оставаться на месте до своего полного наполнения, после же загрузки немедленно приходить в движение. На место погруженного вагона подается в течение нескольких секунд порожний вагон. Погруженный вагон, придя на место разгрузки, может разгружаться или очень быстро или очень медленно, в зависимости от потребности и желания работника, управляющего откаткой.

Применение системы Вудфорда особенно удобно при работе экскаваторов типа механических лопат.

Большим преимуществом этой системы является значительное сокращение рабочей силы по обслуживанию откатки, так как нет надобности ни в отдельных бригадах, обслуживающих поезда, ни в стрелочниках. Один работник легко справляется с управлением откаткой, обслуживающей производительность до 3000 *т* в смену.

В 1930 г. в САСШ для доставки известняка из забоя карьера в дробилки цементного завода была впервые применена система откатки, *подобная описанной системе Вудфорда*, но отличающаяся от нее тем, что *постоянный ток заменен переменным трехфазным током* 25 периодов и напряжением 220 *V*. Длина откатки 1,6 *км*. Вся длина пути разделена на два

участка. Каждый участок управляется из самостоятельной контрольной башни: одна—в дробильном цехе завода, а другая—посредине карьерного

Рис. 301.

забоя. Управление вагонами на любом участке пути производится посредством соответствующего выключателя. Выключатели и сигнальные приборы монтированы на столе в виде парты (рис. 302). В отличие от системы Вудфорда, в описываемой системе ток подводится к моторам вагонов по *двум путевым рельсам и двум средним „третьим" рельсам*. Последние уложены внутри колеи на равном расстоянии от путевых рельсов.

Рис. 302.

Каждый вагон оборудован двумя индукционными моторами *типа „беличьей клетки"*. К моторам ток поступает прямо от рельсов: одна фаза—через колеса, а две другие—через токособирающие башмаки, скользящие по третьим рельсам. Скорость движения вагонов доходит до 20 *км* в час. Кузов вагона V-образный, опрокидывающийся на одну сторону (рис. 301).

Установкой вагонов под погрузку обычно управляет работник, находящийся в башне, расположенной в карьере. Для этого башня устанавливается в таком месте, с которого можно было бы наблюдать работу экскаватора и видеть сигналы машиниста. В случае, если этого по каким-либо причинам невозможно достигнуть, может быть поставлена вспомогательная контрольная будка на ближайшем к месту работы участке пути.

Преимущества этой системы против системы с постоянным током (система Вудфорда) заключаются в следующем:

1) Потери энергии при трансформации тока на 220 *V* всего только 2—3%, в то время как при системе Вудфорда они доходят до 20%.

2) При движении под уклон, когда вагоны начинают развивать скорость выше нормальной, моторы начинают работать как динамо и производят торможение, отдавая энергию обратно в сеть. Благодаря этому сохраняется постоянная скорость движения.

3) Благодаря большей простоте оборудования уменьшается стоимость эксплоатации.

К недостаткам следует отнести: отсутствие плавности в движении, так как эта система не обладает той гибкостью управления, как система Вудфорда. Вагоны трогаются с места рывками, очень быстро развивая скорость, и также быстро останавливаются под действием тормоза при выключении тока.

Производительность откатки. По произведенным наблюдениям установлены следующие технические показатели работы откатки по описанной системе с переменным током:

1) При организации откатки 4 вагонами была достигнута производительность 15 вагонов или 150 *m* породы в час, при расходе энергии около 70 *kW* в час.

2) При расстоянии откатки в 15 *км* в вагонах грузоподъемностью в 10 *m* был получен расход энергии в 34 *kW* часов на *m/км*.

§ 106. ОРГАНИЗАЦИЯ ОТКАТКИ ПО РЕЛЬСОВЫМ ПУТЯМ

Для успешного и экономичного ведения разработок организация откатки по рельсовым путям должна быть тщательно продумана. Надо помнить, что в открытых разработках откатка является одной из главных статей расхода, от которой зависит успешность и экономичность работы всей добычной аппаратуры и следовательно успешность и экономичность работы всего карьера в целом.

Хорошая организация заключается:

1) в целесообразном расположении рабочих путей и

2) в правильном использовании подвижного состава.

Дать точные указания о правильной организации откатки, которые могли бы быть применены во всех случаях, встречающихся в практике открытых разработок, чрезвычайно трудно, ибо в каждом частном случае организация откатки зависит от всей совокупности местных условий, с которыми она и должна быть согласована.

Некоторые указания общего характера для выбора *конструкции поезда*, т. е. емкости вагонов и числа вагонов в поезде, при применении для добычи пород экскаваторов: одночерпаковых и многочерпаковых—дано ниже в параграфах, разбирающих вопрос выбора наивыгоднейшей производительности экскаваторов и емкости состава поезда.

В настоящем же параграфе мы постараемся дать некоторые общие указания относительно расположения путей, определения числа поездов, необходимых для удовлетворения производительности карьера, и составления графика движения поездов.

Транспорт добытых пород может быть организован несколькими способами. Рассмотрим типичные случаи.

1) Путь одноколейный, транспортировка производится двумя составами, причем каждый состав имеет свой локомотив. Простейшее

расположение путей для этого случая изображено на рис. 303. Место добычи породы и погрузки ее в вагоны обозначено буквою *A*, а место выгрузки; буквою *B*; между этими двумя конечными пунктами располагается разъезд *C*. В момент, представленный на рисунке, один поезд № 1 стоит на месте выгрузки, где разгружает привезенную им породу, а второй поезд № 2 стоит на месте погрузки и загружается добываемой породой. После окончания погрузки поезд № 2 должен отправиться к месту выгрузки, а поезд № 1 после разгрузки—к месту нагрузки. Встреча (скрещение) обоих поездов должно произойти на разъезде *C*. Когда оба поезда находятся в пути или на разъезде, то на местах разгрузки и погрузки работы не производятся. Таким образом при рассматриваемой схеме путей неизбежен простой добычных или погрузочных снарядов и рабочих, производящих разгрузку. *Минимальной величиной простоя является время, необходимое на пробег груженого поезда от места погрузки до разъезда и порожнего поезда—после разминовки поездов от разъезда до соответствующего места работ, при отсутствии ожидания на разъезде.* Для того,

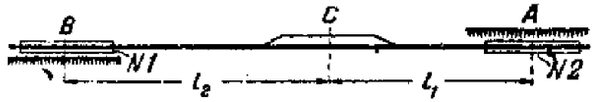


Рис. 303.

чтобы можно было осуществить наименьшее количество простоев, необходимо, чтобы разъезд находился на определенном участке пути.

Выведем формулы, определяющие такое положение разъезда. Обозначим:

время погрузки поезда	T_1 мин.
время разгрузки „	T_2 мин.
расстояние разъезда от места погрузки	l_1 *м*
расстояние от места разгрузки	l_2 *м*
общую длину откатки от места погрузки до места разгрузки	L *м*
скорость движения груженого поезда	v_1 *м/мин*
„ „ порожнего	v_2 *м/мин.*

Тогда для получения минимальных простоев должно быть соблюдено равенство

$$T_1 + \frac{l_1}{v_1} + \frac{l_1}{v_2} = T_2 + \frac{l_2}{v_1} + \frac{l_2}{v_2}. \qquad (122)$$

В этом выражении имеем две неизвестные величины l_1 и l_2. Однако эти две величины связаны равенством:

$$l_1 + l_2 = L. \qquad (123)$$

Два составленных уравнения (122) и (123) дают возможность точно определить местонахождение разъезда.

Решив уравнения, находим, что

1)
$$l_1 = \frac{L}{2} - \frac{(T_1 - T_2)\, v_1 v_2}{2\,(v_1 + v_2)} \text{ м}. \qquad (124)$$

2)
$$l_2 = \frac{(T_1 - T_2)\, v_1 v_2}{2\,(v_1 + v_2)} + \frac{L}{2} \text{ м}. \qquad (125)$$

При соблюдении этих расстояний составы будут прибывать на разъезд одновременно, а поэтому простоев поездов и добычных снарядов из-за ожидания на разъезде не будет.

Количество породы Q' м³, которое может вывезти один состав в течение смены, будет равно числу оборотов поезда за смену n, умноженному на емкость поезда в E м³, т. е.:

$$Q' = E n \text{ м}^3 . \qquad (126)$$

Если обозначим продолжительность смены буквою T часов, а продолжительность одного оборота — t мин., то:

$$n = \frac{60 \cdot T}{t} . \qquad (127)$$

Продолжительность одного оборота поезда при отсутствии простоев на разъезде будет:

$$t = T_1 + T_2 + \frac{L}{v_1} + \frac{L}{v_2} = (T_1 + T_2) + \frac{L(v_1 + v_2)}{v_1 v_2} \text{ мин.} \qquad (128)$$

Для облегчения вычислений выражение (128) можно упростить, подставив вместо v_1 и v_2 среднюю скорость движения

$$v_0 = \frac{v_1 + v_2}{2} . \qquad (129)$$

Тогда:

$$t = T_1 + T_2 + \frac{L}{v_0} + \frac{L}{v_0} = T_1 + T_2 + \frac{2L}{v_0} \text{ мин.} \qquad (130)$$

Выражение (130) хотя и дает некоторую погрешность, но благодаря сравнительно небольшой разнице в скоростях порожнего и груженого составов эта погрешность не выходит за пределы практически допустимых размеров.

Подставляя значение t из выражения (130) в выражение (127), а затем полученное значение n в выражение (126), найдем общий вид формулы для определения производительности одного состава:

$$Q' = \frac{60\,T\,E}{T_1 + T_2 + \frac{2L}{v_0}} \text{ м}^3 . \qquad (131)$$

Для того, чтобы поезда могли вывезти всю сменную производительность Q добычного снаряда, необходимо, чтобы число поездов, обслуживающих один снаряд, было не менее

$$N = \frac{Q}{Q'} = Q \frac{\left(\frac{2L}{v_0} + T_1 + T_2\right)}{60 \cdot T\,E} . \qquad (132)$$

Если число поездов по формуле (132) получится больше 2, то при одноколейном пути нужно делать число разъездов больше одного; так например при 3 поездах необходимо 2 разъезда.

Чтобы иметь наглядное представление о движении поездов, можно построить *график движения поездов*.

Для разъяснения метода построения графика произведем построение его для случая работы 3 поездов.

На горизонтальной линии AB (рис. 304) откладываем промежутки времени, а по вертикальной линии AP—расстояния откатки. Если горизонтальная линия AB соответствует месту погрузки состава, то линия PR будет соответствовать месту выгрузки, а линии GD и EF—двум устроенным между местами нагрузки и выгрузки разъездам. Расстояние от места нагрузки до первого разъезда равно $AG = l_1$, расстояние между первым и вторым разъездами $GE = l_2$ и расстояние между вторым разъездом и местом выгрузки $EP = l_3$. Расстояния l_1, l_2 и l_3 должны быть определены по вышеизложенному принципу. На линии AB (место погрузки) откладываем в масштабе отрезок времени ab (сплошная линия), равный продолжительности погрузки поезда T_1, из точки b (конец погрузки) проводим вертикальную линию (пунктир) bc до пересечения с линией выгрузки (PR), из точки c на линии PR откладываем отрезок ce равный промежутку времени на движение груженого поезда $\frac{L}{v_0}$ от места погрузки до места разгрузки, от точки e откладываем отрезок $ef = T_2$, т. е. времени разгрузки; точку b и точку e соединяем наклонной линией be, которая изображает движение груженого

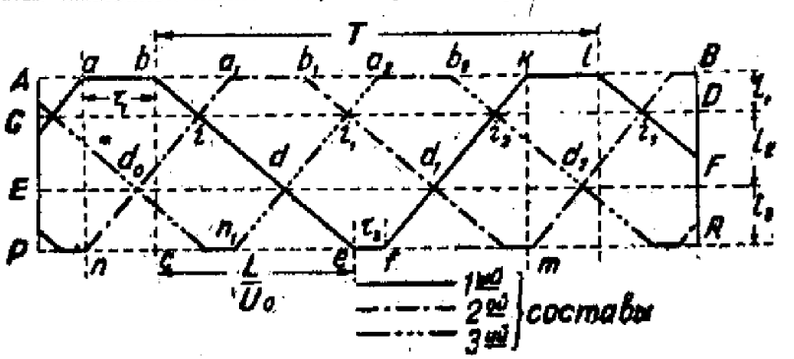


Рис. 304.

поезда; из точки f (конец разгрузки) на линии PR откладываем отрезок $fm = \frac{L}{v_0}$, т. е. промежутку времени, необходимому на движение к месту погрузки порожнего поезда; из точки m проводим вертикальную линию (пунктир) до пересечения с линией AB в точке k; точки f и k соединяем наклонной линией fk, которая изображает движение порожнего поезда. Отрезок горизонтальной линии ak представляет собой промежуток времени, необходимый на один оборот поезда (t). От точки k начинается второй оборот поезда, и дальнейшее построение повторяется аналогично описанному. Построенная ломаная линия $abefk$ представляет собой движение поезда № 1 и пересекает линии разъездов GD и EF в точках i и d. В момент подхода груженого поезда № 1 к разъезду i к этому же разъезду должен подойти встречный порожний поезд № 2. Для того чтобы это могло произойти, поезд № 2 должен совершать движение от места разгрузки n по наклонной линии in (пунктир тире—точка). Так как скорости движения поездов № 1 и 2 одинаковы, то и наклон линии in равен наклону линии fk; таким образом обе указанные линии параллельны между собой. Продолжив линию ni до пересечения с линией AB, найдем момент a, начала погрузки в карьере поезда № 2. В дальнейшем построение графика движения поезда № 2 аналогично построению графика для поезда № 1. После

выхода с разъезда *i* груженый поезд № 1 на втором разъезде в точке *d* должен встретить поезд № 3 так же, как и поезд № 2, возвращающийся после разгрузки. Проведя из точки *d* наклонную линию (тире и три точки) параллельную линии *fk* до пересечения с линией погрузки *PR* в точке n_1 и с линией погрузки *AB* в точке a_2, найдем конец разгрузки и начало погрузки поезда № 3. В дальнейшем для построения графика движения поезда № 3 поступаем так же, как и для поезда № 1. При правильном построении графика и отсутствии случайных задержек в движении поездов все три поезда будут встречаться на разъездах, т. е. в точках i_1, i_2, i_3 и d_0, d_1, d_2 пересечения соответствующих поездам наклонных линий с линиями разъездов *CD* и *EF*.

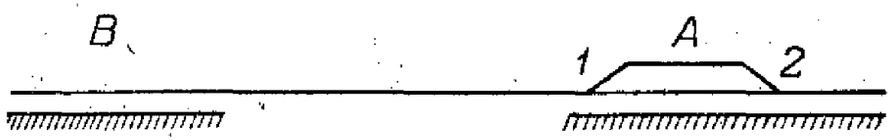


Рис. 305.

При составлении графика необходимо скорости движения поездов назначать меньшие, чем те, которые могут иметь место на практике. Это дает запас времени на возможные задержки составов при скрещении на разъездах. Если же желательно наносить на график действительные скорости движения поездов, то, чтобы иметь некоторый запас времени, следует в местах разъездов на график наносить отрезки времени, соответствующие некоторой продолжительности ожидания на разъезде встречного поезда.

Построив график, мы имеем возможность, взяв любую точку на одной из линий, изображающих движение поездов, определить, где должен быть поезд в данный момент, и сообразить, соответствует ли его движение расписанию или нет.

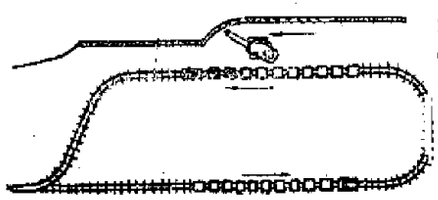


Рис. 306.

При рассмотрении графика мы видим, что при наличии одного пути с разъездами на линии погрузки *AB* имеются отрезки времени ba_1, b_1a_2, b_2k и т. д., в течение которых погрузка не производится,

Это есть время вынужденного простоя добычного снаряда из-за отсутствия порожняка. *И это время будет тем больше, чем дальше отстоит первый разъезд i от линии погрузки, т. е. чем больше расстояние* l_1, *и совершенно будут отсутствовать простои, если встреча поездов будет происходить в самом карьере, так как тогда точки b и a совпадут.* Это может быть осуществлено, когда разъезд устроен в самом карьере. Схема такого пути изображена на рис. 305.

При такой схеме путей порожний поезд, придя на разъезд *1—2* сможет обойти поезд, в который производится погрузка, и стать в хвосте его; затем, сейчас же после ухода погруженного поезда подать под погрузку порожний состав.

При наличии в движении более двух поездов следует делать разъезд и на месте разгрузки. При осуществлении круговой откатки по схеме, изображенной на рис. 306, устройство разъездов в карьере не требуется. На рисунке движение поездов показано стрелкой.

К такой организации откатки следует стремиться во всех случаях, когда позволяют условия работы, чтобы полностью использовать производительность добычного снаряда и получить от него максимум производительности.

2) *Одноколейный путь, откатка производится двумя составами, но одним локомотивом.* В первом случае мы предполагали, что при каждом составе имеется свой локомотив, который находится при нем даже в то время, когда состав погружается или разгружается. При этом, однако, получается бесполезный простой локомотива. Этот простой составляет тем бо́льшую часть рабочего времени, чем меньше дальность откатки. Поэтому при небольшом расстоянии откатки такая система организации движения является невыгодной, и в этом случае применяют обслуживание составов *сменными локомотивами.*

Способ этот заключается в том, что паровоз возит не один определенный состав, а разные, т. е., привезя состав к месту нагрузки, не ожидает его наполнения, а, выполнив необходимые маневры, берет другой состав, готовый к отправлению, и везет его к месту выгрузки.

Простейший случай откатки сменными локомотивами будет, когда два состава обслуживаются одним локомотивом. Расположение путей при таком способе откатки изображено на рис. 307. В момент, представленный на

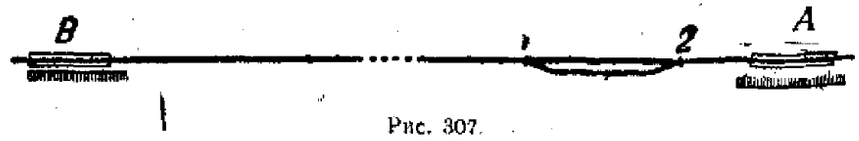


Рис. 307.

рисунке, состав *A* нагружается, а состав *B* выгружается. Локомотив находится с правого конца состава *B*. По окончании выгрузки паровоз привозит состав *B* на разъезд *1—2*, отцепляется, идет к составу *A*, выводит его на второй путь разъезда *1—2*, затем через стрелку *1* снова переходит к составу *B*, ставит его под нагрузку, а сам везет погруженный состав *A* к месту выгрузки, толкая его впереди себя. По прибытии к месту выгрузки все описанные выше маневры повторяются снова в том же порядке.

Неудобство описанного расположения путей заключается в том, что, во-первых, в один конец локомотив должен везти поезд, толкая его впереди себя, и во-вторых, аналогично рассмотренному первому случаю, благодаря наличию разъезда между местом выгрузки и местом погрузки неизбежно появляются простои добычного снаряда.

Оба указанных неудобства могут быть устранены, если разъезды устроить у места погрузки и места выгрузки.

В этом случае, чтобы не было простоев добычной аппаратуры из-за ожидания порожняка, необходимо так рассчитать время различных операций и выбрать такие скорости движения, чтобы к моменту окончания погрузки одного состава на место погрузки прибыл и стоял наготове порожний состав.

При организации возки двух составов одним локомотивом следует при определении времени одного оборота ввести величину T_3, представляющую собой время, необходимое на маневры локомотива на разъездах.

Таким образом в рассматриваемом случае продолжительность одного оборота

$$t = T_1 + T_2 + T_3 + \frac{2L}{v_0} \text{ мин.} \qquad (133)$$

Соответственно изменится вид и всех формул, выведенных выше для случая двух составов и двух локомотивов.

При погрузке состава одночерпаковыми экскаваторами после наполнения одного вагона необходимо его отодвигать и под погрузку ставить следующий порожний вагон. Эти маневры при отсутствии при составе локомотива необходимо производить специальными маневровыми устройствами, которые будут описаны в § 116. При погрузке многоковшевыми экскаваторами, благодаря движению самого экскаватора вдоль поезда, установка таких маневровых устройств не требуется.

§ 107. СТОИМОСТЬ ОТКАТКИ

В настоящее время за границей, благодаря все большему применению экскаваторов с большой производительностью, все большее значение приобретает откатка подвижными двигателями. А поэтому в настоящем параграфе приведем метод определения стоимости откатки подвижными двигателями в зависимости от ряда факторов, влияющих на откатку. Выведенные в настоящем параграфе формулы потребуются нам в дальнейшем при разрешении узла, в котором скрещиваются две самостоятельные операции: добыча породы экскаваторами и откатка породы от них.

Обозначим:

число рабочих составов поездов на один экскаватор, включая находящиеся под погрузкой	M
полезную емкость состава (где c — емкость вагона, а n — число вагонов в поезде)	cn
среднюю скорость откатки в обе стороны	v_0 км/час.
величину простоев во время одного оборота, исключая простои под погрузкой	t_0 мин.
расстояние откатки в один конец	L км
стоимость одной тонны сцепного веса локомотива	c_0 руб.
ежегодный процент погашения капитальных затрат (амортизация и % на капитал), а также расходы по ремонту и содержанию электровозов	p_0 руб.
ежегодный процент погашения капитальных затрат (амортизация и % на капитал,) а также расходы по ремонту и содержанию вагонов	$p_в$ руб.
стоимость содержания одной бригады по обслуживанию одного состава в течение года	r_0 руб.
число локомотивов в поезде	N
сцепной вес локомотива	G
стоимость одного $м^3$ полезной емкости вагонов	$c_в$ руб.
число рабочих смен в сутки	m

Тогда расходы на приобретение локомотивов на один экскаватор выразятся:

$$A_0 = Gc_0 NM \text{ рублей.} \tag{133}$$

Ежегодно расходы на содержание локомотивов, включая содержание, проценты на капитал и амортизацию:

$$a_0 = p_0 Gc_0 NM \text{ рублей.} \tag{134}$$

Расходы на приобретение вагонов:

$$A_в = cnc_в M \text{ рублей.} \tag{135}$$

Ежегодные расходы по содержанию вагонов, включая содержание, проценты на капитал и амортизацию:

$$a_в = p_в cnc_в M \text{ рублей.} \tag{136}$$

Сумма капитальных вложений по всему подвижному составу:

$$A = A_0 + A_в = Gc_0 NM = cnc_в M = M(Gc_0 N + cnc_в) \text{ руб.} \tag{137}$$

Сумма ежегодных расходов по содержанию подвижного состава:

$$a = a_0 + a_в = p_0 Gc_0 NM + p_в cnc_в M = M(p_0 Gc_0 N + p_в cnc_в) \text{ руб.} \tag{138}$$

Для упрощения письма введем промежуточные обозначения:

$$r_1 = p_0 c_0 N \tag{139}$$

и

$$r_2 = p_в c_в \tag{140}$$

Тогда:

$$a = M(r_1 G + r_2 cn) \text{ руб.} \tag{141}$$

Годовой расход по содержанию всех бригад, обслуживающих поезда для одного экскаватора, зависит от стоимости одной бригады в год—r_0, числа поездов M и числа смен m, и может быть выражен следующей зависимостью

$$D = r_0 MmN \text{ руб.} \tag{142}$$

Однако эти расходы не включают в себя расходы по разгрузке вагонов. Разгрузка же вагонов требует, во-первых, времени, а во-вторых, расходов на производство этого рода работы. Оба указанные фактора находятся в прямой зависимости от конструкции вагонов, ибо вагоны без автоматического опрокидывания требуют большего времени на разгрузку и большего расхода на рабсилу, чем вагоны саморазгружающиеся с автоматическим опрокидыванием.

В виду этого в дальнейших рассуждениях эту фазу работы откатки необходимо рассматривать отдельно для каждого случая.

Рассмотрим сначала случай при применении вагонов *без автоматического опрокидывания*.

Обозначим:

емкость одного вагончика	c $м^3$
время разгрузки одного вагончика	$t_в$ мин.
время, необходимое на разгрузку одного поезда	$t_{раз}$ мин.

Тогда между этими и ранее принятыми обозначениями может быть написана следующая зависимость:

$$t_{раз} = t_в \frac{cn}{c}. \tag{143}$$

При автоматическом опрокидывании и при длине места разгрузки, позволяющей разгружаться сразу целому составу, зависимость, выраженная формулой (143), изменяется, так как в этом случае одновременная разгружаемая емкость равна емкости поезда, т. е., подставляя в выражение (143) вместо c величину cn, получим:

$$t_{раз} = t_в. \tag{144}$$

Это равенство показывает, что при автоматической разгрузке всего состава поезда одновременно время разгрузки состава ($t_{раз}$) равно времени разгрузки одного вагона ($t_в$).

Расходы по разгрузке поезда при автоматическом опрокидывании практически равны нулю. При применении же вагонов с опрокидыванием от руки расходы по разгрузке тем больше, чем менее совершенен рычажный привод, опрокидывающий вагонетку. В зависимости от совершенства рычажного привода число вагонеток, которое может обслужить одна бригада, колеблется от 1 до 3 единиц. Обозначим число вагонов, обслуживаемых одной бригадой, буквою x, а стоимость содержания одной бригады в год — $r_{раз}$ рублей.

Тогда расход по разгрузке при ручном опрокидывании будет равен:

$$a_{раз} = \frac{cn}{xc} r_{раз} \text{ рублей.} \qquad (145)$$

При применении саморазгружающихся вагонов с автоматическим опрокидиванием, расхода на разгрузку практически не будет.

Таким образом мы можем написать, что годовой расход на откатку:

при ручном опрокидывании:

$$a_1 = a_в + a_в + D + a_{раз} = M\left(r_1 G + r_2 cn\right) + r_э MmN + \frac{cn}{xc} r_{раз} \text{руб.} \qquad (146)$$

и при автоматическом опрокидывании:

$$a_1' = a_в + a_в + D = M\left(r_1 G + r_2 cn\right) + r_э MmN \text{ руб.} \qquad (147)$$

Величина сцепного веса электровоза G связана с емкостью поезда следующей зависимостью:

$$G = \frac{(\gamma cn + Pn)\left(i + W + 108\frac{dv}{dt}\right)}{1000\psi - i - W - 108\frac{dv}{dt}}, \qquad (148)$$

где:

W — удельное сопротивление поезда в $кг$ на m,
γ — вес одного $м^3$ породы в разрыхленном состоянии в m,
P — вес тары одного вагона в m,
i — подъем пути в тысячных долях,
ψ — коэфициент сцепления,
$\frac{dv}{dt}$ — ускорение в $м/сек^2$.

С другой стороны мы можем написать, что

$$G = \beta cn, \qquad (149)$$

где β—коэфициент, связывающий сцепной вес электровоза и емкость поезда.

Из выражения (149) находим, что

$$\beta = \frac{G}{cn} \qquad (150)$$

Подставляя в выражение (150) вместо G его значение из формулы (148) и делая соответствующие преобразования, находим, что:

$$\beta = \frac{\left(\gamma + \frac{P}{c}\right)\left(i + W + 108\frac{dv}{dt}\right)}{1000\psi - i - W - 108\frac{dv}{dt}}. \qquad (151)$$

Подставляя же вместо G его значение из выражения (149) в выражения для годовых расходов по откатке (146 и 147), будем иметь:

для случая с вагонетками с ручным опрокидыванием:

$$a_1 = M\left[cn\left(r_1\beta + r_2\right) + r_э mN\right] + \frac{cn}{xc} r_{раз}; \qquad (152)$$

для случая с вагонами с автоматическим опрокидыванием:

$$a_1' = M\left[cn\left(r_1\beta + r_2\right) + r_э mN.\right. \qquad (153)$$

В оба последних выражения входит величина M, изображающая собой число составов поезда на один экскаватор. Число составов зависит от скорости движения поезда ($v_э$), длины откатки (L), емкости состава (cn), от времени простоев поезда в пути и под разгрузкой (Σt) и, наконец, производительности экскаватора в час $\left(\frac{\Theta}{T\eta}\right)$ в разрыхленном состоянии.

Зависимость между всеми этими величинами может быть изображена следующим выражением:

$$M = \frac{\frac{Q}{T\eta}\left(\frac{120L}{v_э} + \Sigma t\right)}{60\ cn} + 1. \qquad (154)$$

В этом выражении величина Σt, как излагалось выше, зависит от способа разгрузки:

1) для вагонов с ручным опрокидыванием

$$\Sigma t = t_в + t_э\ cn \text{ мин.} \qquad (155)$$

2) для разгрузки саморазгружающихся вагонов с автоматическим опрокидыванием:

$$\Sigma t = t_в + t_э' \text{ мин.,} \qquad (156)$$

где: $t_э'$—время разгрузки всего поезда.

Поэтому число составов на один экскаватор M будет:

1) для вагонов с ручным опрокидыванием:

$$M = \frac{\frac{Q}{T\eta}\left(\frac{120\,L}{v_э} + t_в + t_э\ cn\right)}{60\ cn} + 1; \qquad (157)$$

2) для саморазгружающихся вагонов с автоматическим опрокидыванием:

$$M = \frac{\frac{Q}{T\eta}\left(\frac{120L'}{v_э} + t_в + t_э'\right)}{60\ cn} + 1. \qquad (158)$$

Подставляя вместо M его значения из формул (157 и 158) в соответствующие выражения для годовых расходов по откатке, будем иметь:

1) для вагонов с ручным опрокидыванием:

$$a_1 = \left[1 + \frac{\frac{Q}{T\eta}\left(\frac{120L}{v_э} + t_в + t_э\ cn\right)}{60\ cn}\right]\left[cn\left(r_1\beta + r_2\right) + r_э\ mN\right] + \frac{cn}{xc} r_{раз} \qquad (159)$$

2) для саморазгружающихся вагонов с автоматическим опрокидыванием:

$$a_1' = \left[1 + \frac{\frac{Q}{T\eta}\left(\frac{120L}{v_s} + t_s + t_0'\right)}{60\,cn}\right][cn\,(r_1\beta + r_2) + r_s\,mN] \text{ руб.} \qquad (160)$$

Полученные формулы (159 и 160) дают величину годовых расходов на откатку в зависимости от производительности экскаватора, емкости поезда и условий откатки, т. е. длины откатки, уклона пути и т. п.

Разделив полученную по формулам сумму годовых расходов на годовую производительность экскаватора, получим стоимость откатки 1 $м^3$ породы. Пользуясь этими формулами, а также формулами производительности экскаваторов, можно определить наивыгоднейшую производительность экскаватора и соответствующую ей емкость состава поезда. Метод производства таких подсчетов будет изложен в главе XIII.

§ 108. ОТКАТКА ПРИ ПОМОЩИ ТРАНСПОРТЕРОВ

Откатка пустой породы в отвалы при помощи ленточных транспортеров, присоединенных к экскаваторам и установленных на мостовых транспортерах, была описана в предыдущих главах. Мы видели, что с увеличением глубины открытых разработок значительно усложняются и утяжеляются машины и в некоторых случаях даже в настоящее время достигают гигантских размеров (мост длиною 400 *м* на руднике Фридляндер). С большим увеличением глубины карьеров должны еще больше возрасти размеры и стоимость сооружений, что осложнит работу с ними и ляжет тяжелым бременем на себестоимость добываемого полезного ископаемого. Однако отказаться от транспортировки при помощи транспортеров нежелательно, так как этот вид откатки дает бо́льшую, чем откатка поездами, механизацию и автоматизацию отдельных процессов разработки. Поэтому техническая мысль должна искать путей и средств, чтобы с углублением открытых разработок обеспечить их оборудованием не слишком дорогим и в то же время обладающим очень высокой производительностью и обеспечивающим наиболее механизированную и автоматизированную эксплоатацию. Как на первую попытку в этом направлении следует указать на проект Любекского машиностроительного общества (Германия). Сущность проекта заключатся в том, что откатка поездами заменяется откаткой транспортными лентами, которые подобно рельсовым путям должны опоясывать карьер и соединять добычный снаряд с местом для складывания породы или полезного ископаемого. Таким образом создается непрерывный поток добытого материала.

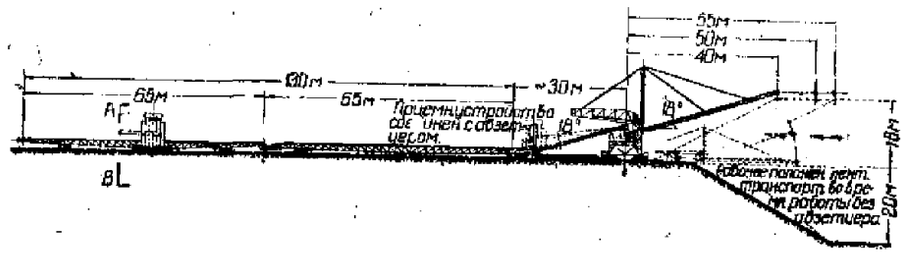


Рис. 308.

Схема части такой установки изображена на рис. 308. В этой схеме установка ленточных транспортеров запроектирована на гусеничном ходу, благодаря чему они свободно могут перемещаться вслед за забоем. На рисунке изображена часть установки со стороны абзетцера. Описанное предложение как будто дает разрешение поставленной задачи.

§ 109. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие факторы влияют на производительность откатки?
2. От каких факторов зависит выбор ширины колеи?
3. Какая ширина колеи для узкоколейных дорог в СССР является стандартной?
4. На какие классы по способу разгрузки можно разделить вагоны, применяющиеся в открытых разработках?
5. Какое значение для успешности работы карьера имеет быстрота разгрузки вагонов и почему?
6. Опишите устройство опрокидывающихся вагончеток с V-образным кузовом.
7. Опишите устройство опрокидывающихся вагонов с ящикообразным кузовом.
8. Опишите устройство вагонов с опрокидным дном.
9. Опишите устройство саморазгружающихся вагонов.
10. Какая максимальная емкость вагонов в настоящее время применяется за границей на открытых разработках?
11. Какими тяговыми средствами может быть осуществлена откатка в карьере?
12. Какие стационарные виды откатки могут быть применены в открытых разработках?
13. Какими подвижными двигателями можно осуществлять откатку при открытых разработках?
14. Применяются ли в настоящее время в открытых разработках аккумуляторные электровозы?
15. Опишите откаточные сосуды, применяющиеся для конной откатки.
16. Опишите способы организации конной откатки в карьере.
17. Постарайтесь вывести формулу для определения производительности конной откатки.
18. При каких условиях рационально применение труда специальных навальщиков при конной откатке?
19. Какие преимущества и недостатки имеет цепная откатка?
20. Какие способы откатки относятся к „безрельсовому транспорту"?
21. Какие факторы влияют на выбор модели подвижного двигателя для откатки?
22. Какой паровоз называется безогневым?
23. Откуда получает движущую силу безогневой паровоз?
24. Как должен быть расположен контактный провод, чтобы не мешать погрузке породы в вагоны?
25. Какая система откатки носит название „системы Вудфорда"?
26. Опишите особенности в организации откатки по системе Вудфорда.
27. Какие преимущества имеет откатка по системе Вудфорда?
28. Какие факторы необходимо принимать при определении местоположения разъезда (разминовки)?
29. Как производится построение графика движения поездов?

§ 110. ЗАДАЧИ

1. Требуется определить расстояние разъезда от карьера, если общая длина откатки 4 *км*, скорость движения груженого поезда 10 *км*/час., а порожнего поезда 12 *км*/час, время погрузки поезда 20 мин., а время разгрузки—10 мин.

Ответ: 156,3 *м*.

2. Требуется определить ориентировочную стоимость откатки 1 $м^3$ породы в вагонах с автоматической разгрузкой, если $\gamma = 2{,}15$; $P = 15{,}5$ *т*; $C = 16$ $м^3$; $i = 40$; $W = 8\frac{dv}{dt} = 0{,}02$ *м*/сек²; $\psi = 0{,}2$; $L = 8$ *км*; $v_s = 12$ *км*/час.; $T = 7$ час.; $\eta = 0{,}75$; $Q = 3500$ $м^3$; $t_s = 4$ мин.; $t_0 = 4$ мин.; $p_1 = 14{,}2\%$; $C_s = 2000$ руб.; $N = 1$; $p_s = 19{,}8\%$; $C_s = 511{,}5$ руб.; $m = 3$; число рабочих дней в году — 300; зарплата машинисту электровоза в смену 5 руб.; $n = 6$.

Ответ: 15,3 коп.

ГЛАВА ДВЕНАДЦАТАЯ

ПЕРЕДВИЖКА ПУТИ И ПУТЕПЕРЕДВИГАТЕЛИ

§ 111. КЛАССИФИКАЦИЯ МАШИН ДЛЯ ПЕРЕДВИЖКИ ПУТЕЙ

Экскаваторные и откаточные пути по мере продвигания фронта работ должны перемещаться вслед за забоем. Передвижка путей вообще, а в особенности при развитии в карьере сложной системы ширококолейных путей с тяжелыми рельсами и длинными шпалами, представляет значительные трудности. Между тем от быстроты и хорошего качества этой работы зависит успешность работы всего карьера, ибо при медленной работе и плохой укладке передвинутых путей неизбежно будет получен низкий коэфициент использования всего карьерного оборудования. Это обстоятельство уже давно заставило обратить внимание на необходимость механизации работ по перекладке путей. За период развития этого вопроса было сконструировано несколько типов машин. Однако все путепередвигатели могут быть разделены на два класса:

I класс. *Машины для периодической передвижки путей.* Машины этого класса передвигают путь отдельными участками определенной, сравнительно небольшой длины. Для выполнения передвижки участка машины должны быть установлены на участке, после чего производят передвижку путей, и только после окончания передвижки они могут быть перемещены на соседний участок.

II класс. *Машины для непрерывной передвижки путей.* Машины этого класса производят передвижку путей непрерывно, перемещаясь вдоль передвигаемого пути. В зависимости от способа прикрепления устройства, охватывающего головку рельса, к корпусу самой машины, каждый класс может быть разделен на два подкласса.

Подкласс А. Машины со стрелой, у которых схватывающее устройство соединяется с корпусом машины при помощи стрелы.

Подкласс В. Машины без стрелы, у которых схватывающее устройство находится на корпусе машины.

Дальнейшее подразделение по типам может быть сделано в зависимости от конструктивных особенностей и от места расположения машины по отношению к передвигаемым путям. Ниже приводим полную классификацию путепередвигателей.

I класс. Машины для периодической передвижки путей.

Подкласс А. Машины со стрелой.

Подкласс В. Машины без стрелы.

1) Машины или приборы, которые устанавливаются на земле сбоку передвигаемых путей.

2) Машины, передвигающиеся на рельсовом ходу.

II класс. Машины для непрерывной передвижки путей.

Подкласс А. Машины со стрелой.

1) Машины со стрелой, направленной вдоль пути.

Этот тип машин передвигает путь впереди или сзади себя, а поэтому сама машина перемещается по перемещенному пути.

2) Машины со стрелой, направленной перпендикулярно перемещаемым путям.

Этот тип машины передвигает путь, двигаясь по проложенному рядом вспомогательному пути.

Подкласс В. Машины без стрелы.

3) Мостообразные машины. Машины этого типа передвигают тот путь, по которому перемещаются сами. Схватывающее устройство этого типа машин помещено между двумя ее опорами. Поэтому при передвижке путей одна опора перемещается по непередвинутому еще пути, а другая—по уже перемещенному пути. Передвижка же пути происходит между опорами, и машина представляет собой как бы мост через волну сдвигаемых путей. Это обстоятельство и послужило к названию типа машины.

4) Машины, передвигающиеся по вспомогательному рельсовому пути.

5) Машины, имеющие точку опоры на откосе.

Схватывающее устройство у всех типов машин с периодической передвижкой представляет собой или *крюк*, или *клещи*, а у всех машин с непрерывной передвижкой—*ролики*, которые одновременно схватывают рельс и катятся по нему по мере подвигания самой машины вперед.

Машины для непрерывной передвижки путей строятся: *самоходными* и *несамоходными*.

Самоходная машина, имея на себе независимые двигатели, перемещается самостоятельно; *несамоходную же машину для работы необходимо* прицепить к какому-либо подвижному двигателю: *паровозу, мотовозу, электровозу или*, наконец, к *экскаватору*.

Описание всех типов машин заняло бы слишком много места, а поэтому в настоящем курсе опишем только машины, получившие наибольшее распространение в открытых разработках.

§ 112. ПУТЕПЕРЕДВИГАТЕЛЬ НОРДБЕРГА

Машина для передвижки путей Нордберга относится к I классу, т. е. к классу машин с периодической передвижкой, подклассу *В*—без стрелы и типу машин, передвигающихся по рельсовому пути.

На рис. 309 представлена фотография этой машины в момент передвижки пути. Она состоит из стальной сваренной рамы, монтированной на железнодорожном ходу; на раме установлены все механизмы, приводы, рычаги управления, необходимые для работы машины, и газолиновый мотор мощностью в 40 л. с., приводящий машину в движение. Рабочей частью машины, производящей подъем и передвижку путей, является зубчатая рейка *А*, несущая на нижнем своем конце башмак *b*. Для обслуживания этой машины требуется один человек. Принцип ее работы заключается в следующем. Доехав до участка пути, который подлежит передвижке, машинист поворотом соответствующего рычага схватывает клещами *а* головку обоих рельсов (рис. 310, фиг. *1*). Зубчатая рейка *А* устанавливается так, чтобы башмак *b* проходил между шпалами, а сама рейка имела некоторый наклон в сторону передвижки пути. Угол наклона *d* делается в зависимости от желательной величины передвижки пути. Затем машинист приводит в действие систему червячных передач, которые начинают опускать вниз зубчатую рейку *А*. Когда башмак *b* упрется в землю, весь корпус машины вместе с захвачен-

ными рельсами и прикрепленными к ним шпалами начинает подниматься вверх, отрываясь от земли (рис. 310, фиг. 2). Первой начинает подниматься та часть пути, к которой ближе придвинута червячная передача. По мере дальнейшего опускания рейки вниз высота подъема машины и пути увеличивается, а в связи с этим увеличивается длина поднимаемого участка пути. С увеличением высоты подъема увеличивается и опрокидывающий рейку момент. Так продолжается до тех пор, пока нагрузка на наклонную зубчатую рейку *А* не станет настолько большой, что путепередвигатель начнет спокойно падать на землю (рис. 310, фиг. *3*), передвигая вместе с собой в сторону падения значительный участок пути. На фиг. *3* прежнее положение пути показано пунктиром.

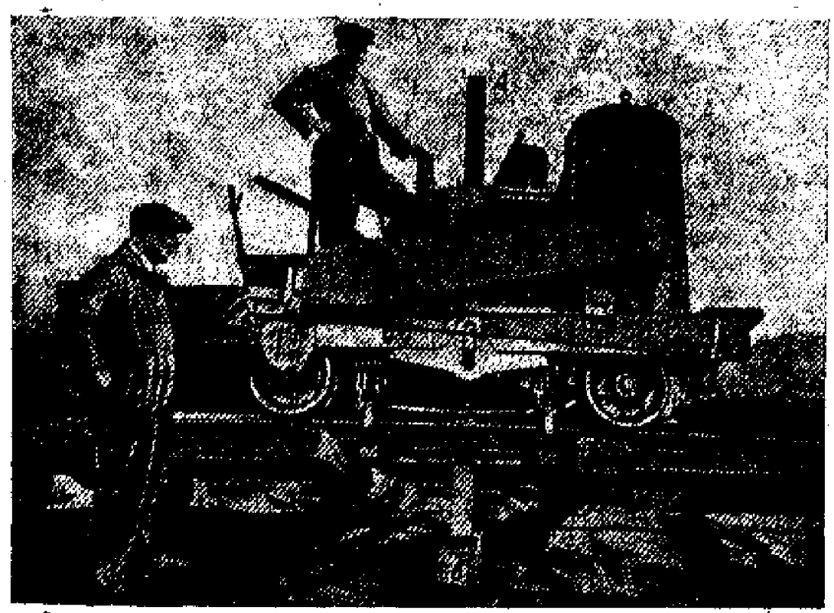
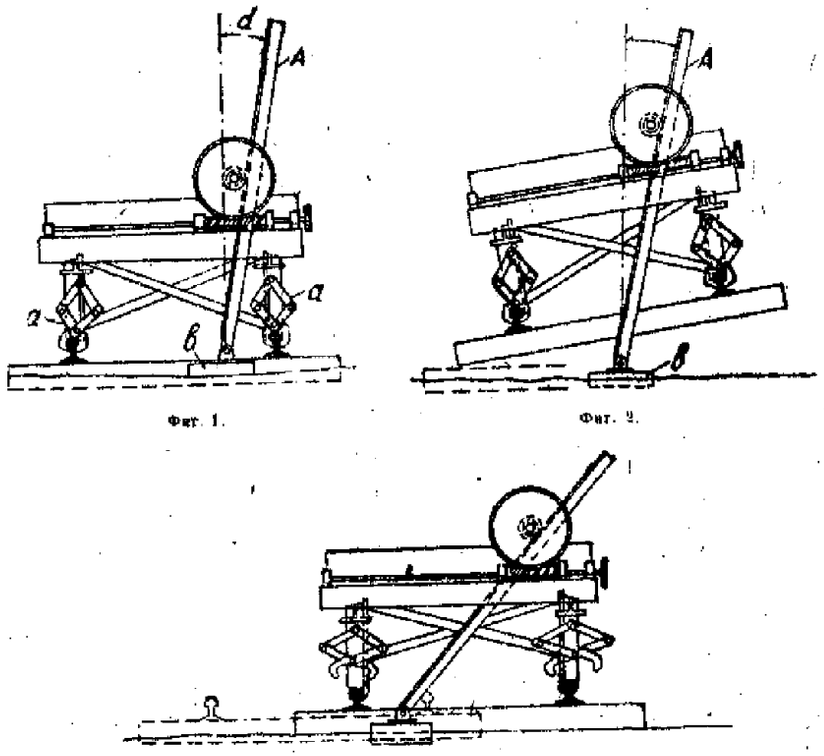


Рис. 309

В зависимости от состояния пути и качества грунта под ним, *величина передвижки пути за один раз может изменяться от 0,45 до 0,9 м.*

Опытный машинист быстро определяет угол наклона рейки, который должен соответствовать желательной величине передвижки. После того как путь на месте стоянки машины будет передвинут на требуемое расстояние, клещи (*а*) отпускаются и машина свободно передвигается вперед на расстояние от 9 до 15 *м* для передвижки пути на новом соседнем участке. Описанные операции повторяются на каждой стоянке машины до тех пор, пока весь путь по всей длине не будет передвинут на требуемое расстояние. Машина при подъеме пути развивает силу примерно в 22,5 *т*. Такое усилие позволяет поднять путь, глубоко ушедший в грунт, или отодрать его от земли, если к ней примерзли шпалы. Вес машины около 5,3 *т*. Высота подъема достигает 1,2 *м*. Производительность машины по сведениям фирмы равна производительности 80 человек, передвигающих путь вручную при помощи ломов.



Фиг. 1. Фиг. 2.

Фиг. 3.

Рис. 310.

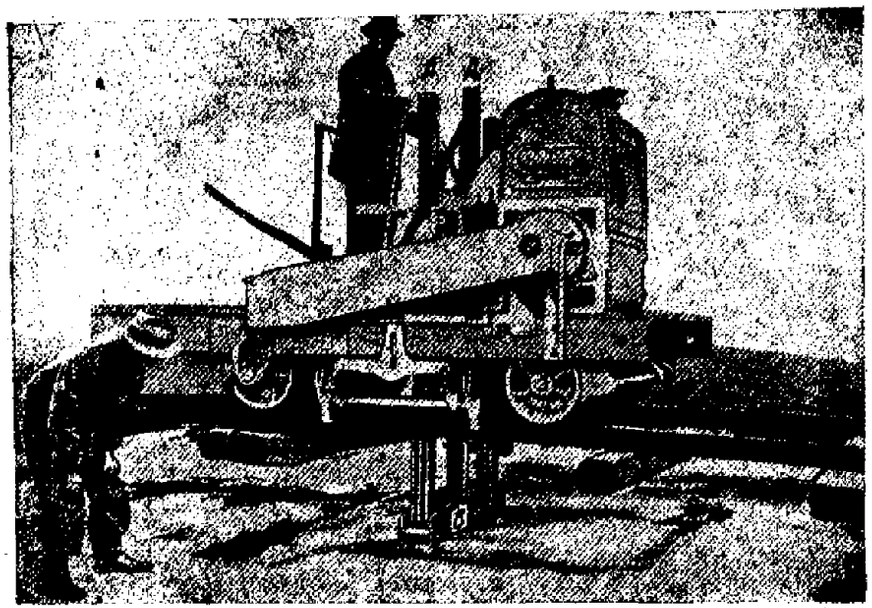


Рис. 311.

Снабдив нормальную стандартную машину особым выравнивающим приспособлением, состоящим из двух зубчатых реек A и A', специальным башмаком b, можно использовать путепередвигатель только для подъема пути (рис. 311). С этим приспособлением машина может поднимать одновременно оба рельса на одинаковую высоту или один рельс выше другого, в чем может быть потребность на кривых участках пути. Зажимные рычаги управляют вертикальным перемещением машины по рейкам, допуская точную регулировку подъема. Это выравнивающее приспособление может быть прикреплено ко всякой стандартной машине в течение одного часа и может быть очень быстро снято, когда машинисту необходимо использовать машину для передвижки пути. Пользуясь подъемным приспособлением, можно получить подъем пути на 0,9 *м*, что вполне достаточно для смены шпал и исправления *постели пути*.

При работе как по подъемке пути, так и по передвижке его, машина не изгибает рельсов выше пределов их упругости и не портит стыков.

К любой стандартной машине можно присоединить лебедку и стрелу, превратив ее благодаря этому в *рельсоукладочную машину и кран для подъема тяжестей*. Такое превращение машины может быть выполнено в течение нескольких часов.

§ 113. МАШИНА СО СТРЕЛОЙ ДЛЯ НЕПРЕРЫВНОЙ ПЕРЕДВИЖКИ ПУТИ

У современных путепередвигателей со стрелой механизм для передвижения путей помещен на конце стрелы. Благодаря этому облегчается установка и надзор. Эти машины могут быть построены: 1) *несамоходными*, а поэтому для приведения в движение необходимо их прицепить к локомотиву или к экскаватору, и 2) *самоходными*, которые не требуют специального двигателя и могут передвигаться вдоль пути самостоятельно.

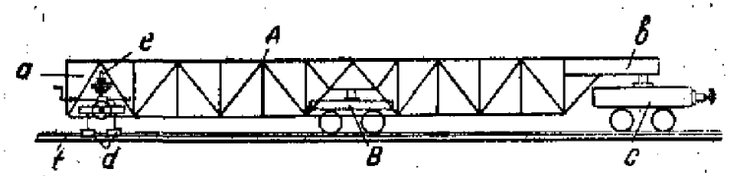
На рис. 312 представлена схема несамоходной машины фирмы Газенклевер (Германия); фиг. *1* изображает машину в разреве, а фиг. *2*—в плане. Сущность конструкции заключается в следующем.

Сконструированная в виде фермы стрела A в средней своей части при помощи шарнира подвижно присоединена к тележке B; второй свободный конец b стрелы при помощи второго шарнира может быть присоединен к вагону C или же непосредственно к локомотиву или экскаватору. Оба указанных шарнира имеют назначение смягчить появляющиеся в частях машины излишние напряжения при движении ее по неровному пути. На свободном конце a стрелы A расположен весь механизм e, обслуживающий:

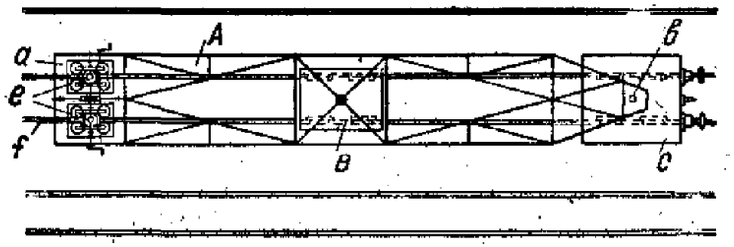
1) прижатие подъемных роликов d к рельсам f;
2) поднятие и перемещение их в сторону от оси пути.

Способ работы этой машины заключается в следующем.

Сначала опускаются ролики d до уровня шейки рельсов, затем ролики сближаются до тех пор, пока они не зажмут рельс, как это ясно видно на фиг. 2. Из этого же рисунка видно, что каждый рельс схватывается 4 роликами. Когда ролики плотно прижмутся с обеих сторон к рельсам, их, при помощи подъемного механизма, начинают поднимать вверх; при этом вместе с роликами поднимаются и схваченные ими рельсы вместе с прикрепленными к ним шпалами. Когда шпалы будут подняты над уровнем полотна пути, тогда ролики перемещаются в сторону в горизонтальной плоскости; вместе с роликами, несколько выгибаясь, перемещается в сторону и весь приподнятый путь. После того как произведены все указанные манипуляции, пускают в ход прицепленный к машине локомотив, и вся система начинает передвигаться вдоль пути. При этом движении установленное боковое смещение пути сохраняется во время всего пути. Таким образом машина при своем движении гонит как бы волну, смещающую путь. Описываемая машина может перекладывать путь как при движении вперед, так и при движении назад. Для этого, после прохода всего пути в один конец, машина, изменив направление хода, может продолжать передвижку пути, увеличивая смещение пути еще на некоторую величину. Делая ряд повторных перемещений, путь перекладывают на требуемое расстояние.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 312.

Величина перемещения пути при одном проходе зависит:

1) *от характера грунта*, на котором уложены рельсовые пути,
2) *от конструкции пути*, т. е. от числа рельсов веса рельсов,
3) *от конструкции и мощности путепередвигателя* и
4) *от того, двигается ли машина вперед или назад*.

Чем слабее грунт, тем больше вязнут в него шпалы, тем труднее работа по передвижке и следовательно тем меньше должна быть величина смещения пути при одном проходе.

При хорошем грунте, когда шпалы не вязнут, а свободно лежат на поверхности полотна, *величина смещения пути при одном проходе машины и при движении ее вперед может доходить до 90—100 см. При плохом грунте, когда шпалы вязнут, при движении машины вперед, величина смещения уменьшается до 50 см. При движении машины назад величина смещения обычно бывает меньше*, так при работе в плохом грунте рельсы могут быть передвинуты только 30—40 *см* (вместо 50 *см*). Однако

больших смещений за один проход следует избегать, так как при этом рельсы сильно изгибаются, что увеличивает их износ и портит соединения на стыках отдельных рельсов между собой.

Обычно величина смещения не делается больше 20—30 *см*.

Полная длина машины с установочной тележкой *C* равна 17 *м*, а ширина — 2 *м*. Скорость хода во время передвижки пути 1,5 — 2,5 *м*/сек.

Иногда, при работе многочерпаковых экскаваторов, экскаваторные и откаточные пути состоят из большого числа рельсов, которые, естественно, не могут быть уложены на сквозных шпалах, соединяющих все пути в одно

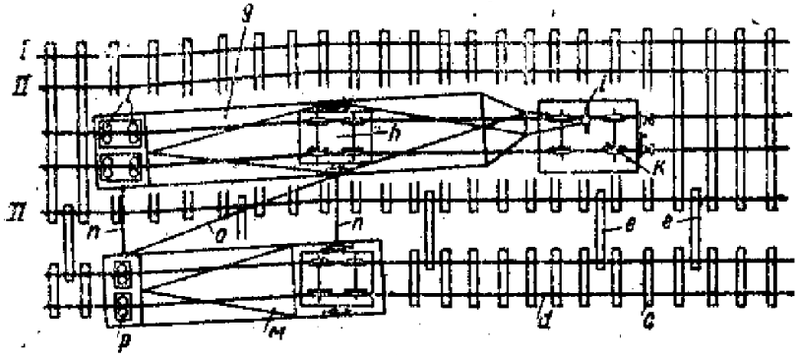


Рис. 313.

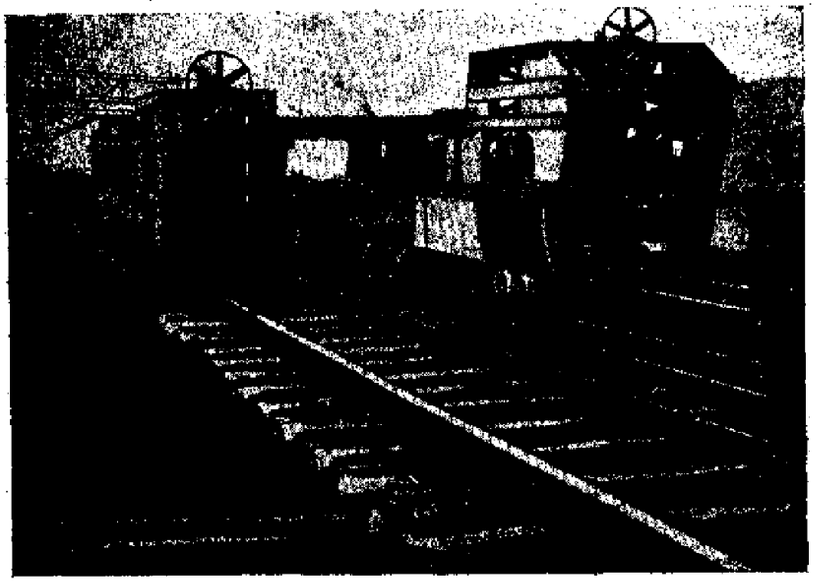


Рис. 314.

целое. Такая сложная система путей не может быть передвинута одной описанной машиной. В этом случае применяется *сдвоенная машина*. Рассмотрим случай работы многочерпакового экскаватора с двумя разгрузочными воронками, передвигающегося по 3 рельсам *I*, *II* и *III* (рис. 313), две же другие пары рельсов являются откаточными путями. Такое число путей не может быть уложено на сквозных шпалах, а обычно на одних шпалах лежат 5 рельсов и на самостоятельных шпалах остальные два рельса.

Обе системы параллельно проходящих путей для сохранения правильного промежутка между ними через некоторые расстояния соединены промежуточными шпалами *e*, связывающими только внутренние рельсы. Передвижка такого пути производится обычно сдвоенной машиной. Схема работы такой машины изображена на рис. 313. Описанная выше машина *h* со стрелой двигается по внутренним рельсам пятирельсового пути. Немного приподнятый зажимными роликами *l* путь перемещается вбок обычным способом при движении машины *h*. По наружному пути двигается упрощенная машина *m* с вылетом только вперед. Эта вспомогательная машина *M* соединена с главной машиной *h* при помощи двух поперечных штанг *n*, *n* и диагональной тягой *O*. Диагональная тяга *O* устанавливается для того, чтобы создать бо́льшую жесткость соединения обеих машин и устранить таким образом подвижность соединения одними только поперечными штангами. Вспомогательная машина *M* также оборудована зажимными роликами *p*, при помощи которых охватываются и приподнимаются рельсы. Одновременно с перемещением вбок роликов *l* на ту же величину перемещаются и ролики *p*. Вследствие этого при переднем ходе главной машины *h* оба пути перемещаются вбок с соблюдением одного и того же расстояния между обоими путями. На рис. 314 изображена фотография со сдвоенного путепередвигателя фирмы Газенклевер.

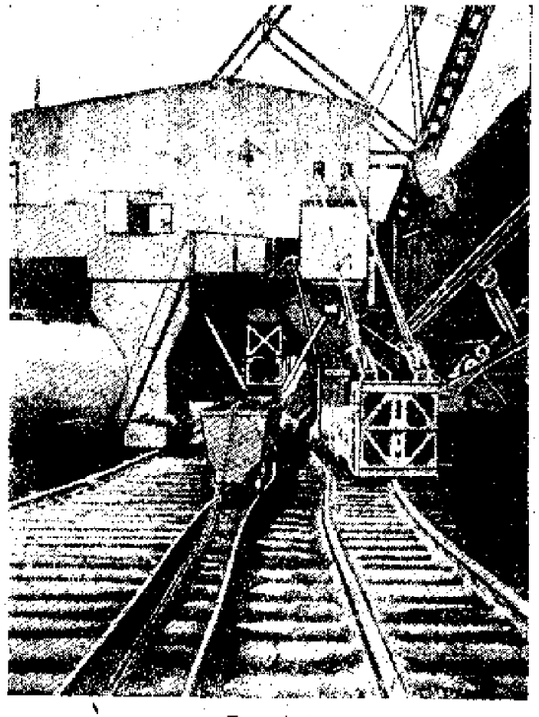


Рис. 315.

Для того чтобы пути можно было передвигать беспрерывно вслед за экскаватором или мостовым транспортером и тем самым подготовлять их для обратного прохода экскаватора, машины для передвижки пути со стрелой присоединяются *со стороны тупика* к экскаватору или мостовому транспортеру, которые и приводят их в поступательное движение. На рис. 315 показана машина для передвижки рельсов, присоединенная к экскаватору, а на рис. 316—та же машина в приподнятом состоянии. Поднятие машины необходимо, когда экскаватор подходит к тупику. Машина обслуживается одним человеком из будки экскаватора при помощи ручного или электрического привода.

На рис. 317 изображена новейшая самоходная машина со стрелой.

В этой машине ферма *A* со свободно поворачивающейся в горизонтальной плоскости вправо и влево головной частью *b* расположена в средней своей части на двух двухосных тележках, а хвостовой своей частью—на двухосной тележке *C*. На этой тележке помещается будка, в которой монтирован весь механизм управления машиной и в которой помещается машинист.

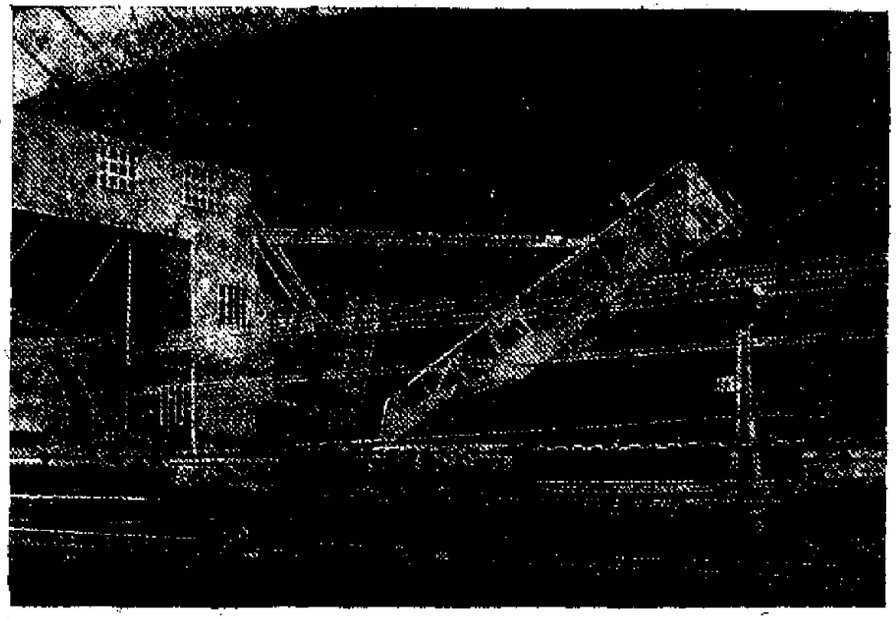


Рис. 316.

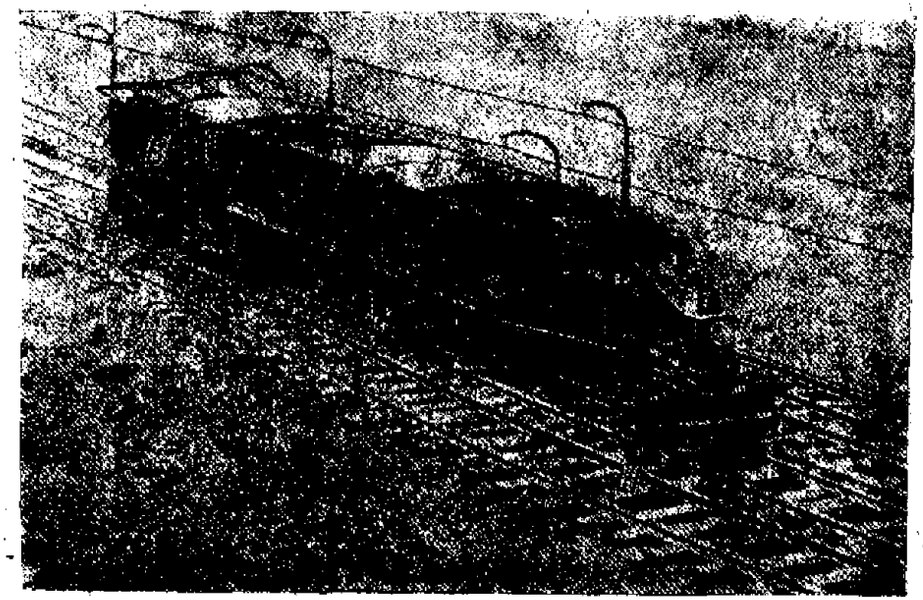


Рис. 317.

Головная часть *b* с помощью системы связей и рычагов соединяется с хвостовой частью *C*, поэтому машинист может опускать головную часть, схватывать рельсы роликами *d*, находящимися на головной части, затем снова приподнимать часть *b* вместе с рельсами и шпалами и, наконец, поворачивать головную часть по своему усмотрению вправо или влево. Мощность моторов машины вместе с моторами, обслуживающими поступательное движение машины, равна около 200 — 250 л. с.

Обслуживают машину два человека: один—на локомотивной ее части, а другой—на самой машине.

Описываемая машина может в час передвинуть участок пути длиною в 1 200 — 1 500 м в сторону на 1 м.

Стоимость машины от 75 000 до 90 000 германских марок франко-завод-изготовитель.

Машины для передвижки пути со стрелой изготовляются фирмами: *Газенклевер, Дюссельдорф, Среднегерманские стальные заводы, Лаухгаммер.*

§ 114. МОСТООБРАЗНАЯ МАШИНА ДЛЯ НЕПРЕРЫВНОЙ ПЕРЕДВИЖКИ ПУТЕЙ

Мостообразная машина для непрерывной передвижки путей отличается от *машины со стрелой* тем, что у нее механизм, поднимающий и передви-

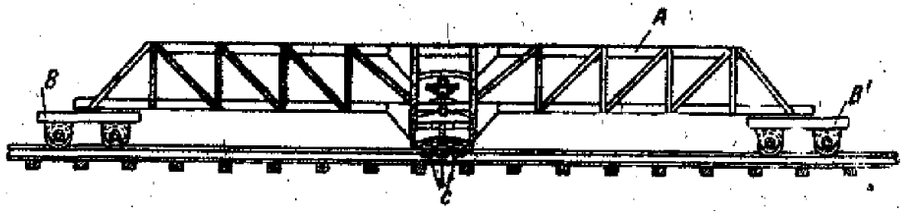


Рис. 318.

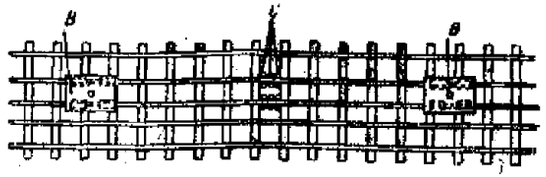


Рис. 319.

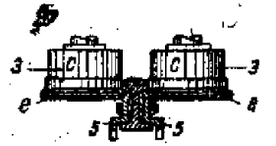


Рис. 320.

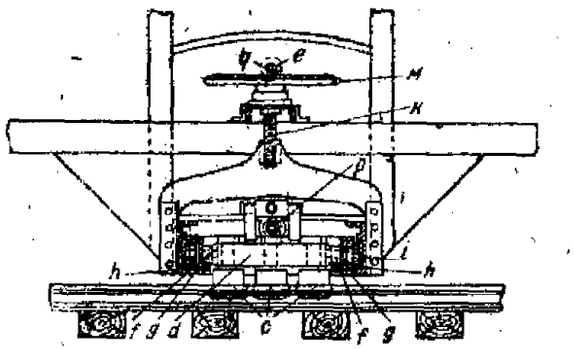
гающий пути, находится не на конце стрелы, а на ферме между двумя опорными тележками, расположенными по концам фермы.

Схематический разрез мостообразной машины изображен на рис. 318, а схема работы машины в плане—на рис. 319. Идея конструкции машины заключается в следующем.

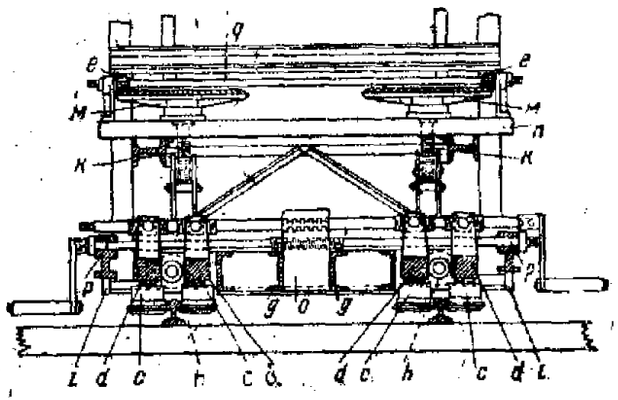
На двух опорных поворотных тележках *B* и *B'* покоится ферма *A*, посредине которой расположены зажимные ролики *C*. Зажимные ролики имеют вертикальные оси и в нижней своей части реборды *e* (рис. 320). На стороне каждого из обоих рельсов, по которым движется машина, имеется по три ролика *C*. Следовательно вся операция подъема и передвижки пути производится двенадцатью роликами. Для того чтобы реборды роликов могли подхватить головки рельсов в местах их стыка, наружные верхние кромки накладок настолько обструганы, что борта роликов подхватывают головку рельса всей шириной. Соединение рельсов показано на рис. 210.

На рис. 321 показана схема детали укрепления роликов на машине и механизма, производящего подъем роликов и перемещающего их в сторону. Сущность конструкции заключается в следующем. Цапфы всех роликов *C* (фиг. 2), находящихся по одну сторону рельса, закреплены в колодке *d*, на обоих концах которой имеется по цапфе *f* (фиг. 1).

Цапфа *f* всех четырех колодок *d* расположена в поперечных салазках *g*, которые при помощи роликов *h* могут передвигаться в раме *i*. Раму *i* можно перемещать по отношению к балке *n* только в высотном направлении, но не в продольном или поперечном направлениях. Для этой цели рама *i* подвешена посредством двух винтовых шпинделей *k* на балке *n*. На верхних концах винтовых шпинделей *k* закреплены конические колеса *M*, с которыми сцепляются конические зубчатые передачи *c*, насаженные на общем валу *q*. Вал *q* при помощи кривошипа можно вращать от руки в том или другом направлении и таким образом равномерно приподнимать или опускать раму *i*, а вместе с ней и все ролики *C*. Если ролики *C*, как показано на рис. 321, фиг. 2, соединены с рельсами, то одновременно приподнимется или опустится вместе с ними и весь путь.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 321.

Посередине поперечных салазок *g* расположена колодка *O*. Шпиндель *p*, расположенный в раме *i*, своей винтовой нарезкой может вращаться в колодке *O*. Если вал *p* при помощи рукояти заставить вращаться в одном или другом направлении, то поперечные салазки *g*, а вместе с ними и все ролики *C* будут перемещаться вправо или влево. Если ролики сцеплены с рельсами, то весь приподнятый путь, прогибаясь, соответственно сместится влево или вправо.

Когда произведено смещение в сторону пути и машина начнет двигаться, то путь между опорами *B* и *B'* будет прогибаться и переноситься на новое место (рис. 319).

Таким образом волна сдвига при движении машин будет бежать между опорами, из которых одна будет перемещаться по еще несдвинутому пути, а вторая — по уже перемещенному пути.

Мостообразная машина, так же как и машина со стрелой, может быть присоединена к экскаватору. Этот тип машин представляет собою мост с удаленной одной опорной тележкой, причем мост концом, освобожденным от поворотной тележки, шарнирно присоединяется к экскаватору при помощи вертикального болта, расположенного на экскаваторе.

Благодаря такому присоединению получается ряд преимуществ, а именно:

1) во время передвижки пути не требуется освобождать откаточный путь для прохода путепередвигателя,

2) для перемещения машины не требуется особого двигателя,

3) получается экономия во времени, так как перемещение путей происходит не в течение особых, предназначенных для этого промежутков времени, а во время самих экскаваторных работ,

4) достигается упрощение конструкции путепередвигателя в виду удаления одной поворотной тележки,

5) получаются упрощения в организации работ, вследствие того что привод механизма для подъема рельсов, а также приспособления для пере-

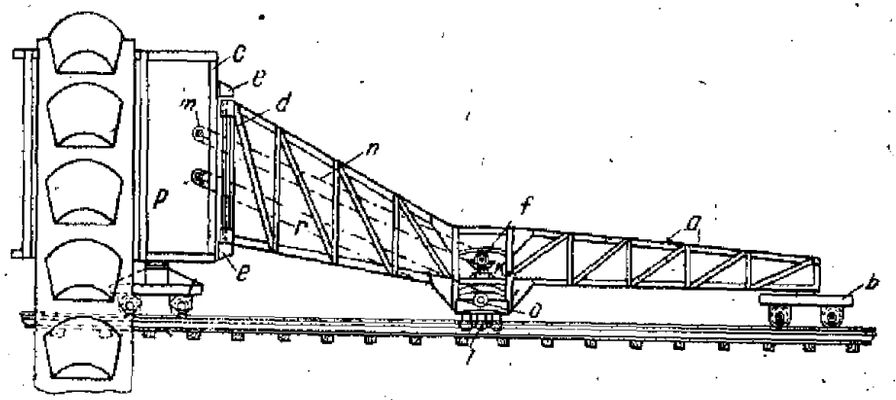


Рис. 322.

становки зажимных роликов можно производить от валов, помещающихся на экскаваторе, а следовательно управлять этими приводами может машинист экскаватора.

На рис. 322 изображена схема такой машины и присоединения ее к экскаватору.

Ферма *a* машины для передвижки пути расположена одним своим концом на поворотной тележке *b*, а другим концом шарнирно присоединена к станине экскаватора *C* и может поворачиваться вокруг вертикального болта *d*, расположенного на экскаваторе. Такое прикрепление заменяет вторую поворотную тележку. Для принятия значительного опрокидывающего мом нта, образующегося при передвижке пути, болт делается как можно длиннее и подшипники для концевых цапф болта *d* на экскаваторе размещаются на большем р стоянии друг от друга.

Вал *f*, от которого при помощи конических колес и винтовых шпинделей производится поднятие рамы *k* и связанных с ней трех пар роликов *l*, приводится во вращение от вала *m* при посредстве цепи *n*. Вал *O*, от которого производится поперечное перемещение одиков *l*, также приводится во вращение при помощи цели *r*, валом *p*, расположенным на экскаваторе.

Следовательно как поднятие, так и боковое перемещение зажимных роликов, от которых зависит величина передвижки пути, можно производить и регулировать с экскаватора. Передвижка же пути, после установки роликов, производится сама собой во время работы экскаватора, как описано выше.

При этом откаточным путем совершенно не пользуются, и он остается совершенно свободным для движения поездов.

Мостообразные машины для передвижки путей строятся германскими фирмами: *Клебер, Арбенц-Камер.*

§ 115. НЕКОТОРЫЕ УКАЗАНИЯ ОБ ОБСЛУЖИВАНИИ ПУТЕПЕРЕДВИГАТЕЛЕЙ

Способ работы с путепередвигателями зависит от способа откатки, т. е. применяется ли цепная откатка, или откатка поездами подвижными двигателями.

На рис. 323 изображена схема работы экскаватора с цепной откаткой. Порода грузится экскаватором *A* в вагонетки *B* емкостью приблизительно в 1 $м^3$, находящиеся друг от друга на расстоянии приблизительно в 30 *м*. Эти вагонетки приводятся в движение цепью *c*. В этом случае вагонетками, идущими друг за другом через равномерные промежутки, откаточный путь загружен незначительно и довольно равномерно, причем на 30 *м* пути приходится лишь средняя нагрузка приблизительно в 2 000 *кг* или кругло 70 *кг* на 1 *м* пути. Эта нагрузка незначительна по сравнению с собственным весом пути экскаватора, вес 1 *м* которого равен приблизительно 500 *кг*. Мостообразная машина *D* для передвижки пути прицеплена к экскаватору и движется по экскаваторным путям *d*. Таким образом, машина для передвижки пути не занимает откаточных путей и не препятствует работе цепной откатки, а поэтому работа экскаватора и работа машины по передвижке пути может производиться одновременно.

Иначе и более сложно обстоит дело при работе экскаваторов с применением откатки поездами с вагонами большой емкости. В этом случае нагрузка от поезда сосредоточена на сравнительно коротком участке пути около самого экскаватора. А поэтому:

чтобы не повредить путь, передвижку можно производить лишь тогда, когда поезд ушел из-под экскаватора или с откаточного пути сзади поезда, как изображено на рис. 324 (фиг. *1* и *2*).

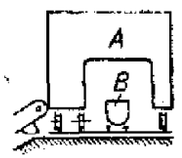
Производство передвижки пути после ухода поезда вызывает перерыв в работе экскаватора, что снижает его производительность. Для избежания этих неудобств обычно применяется машина, обе поворотные опорные тележки которой снабжены ходовыми моторами, и машина движется самостоятельно или по экскаваторному пути *d* несколько позади хвоста поезда *B* на некотором расстоянии от экскаватора *A* (рис. 324, фиг. *2*),—таким образом весь вес машины для передвижки путей использован как сцепной вес,—или по откаточным путям (рис. 324, фиг. *1*).

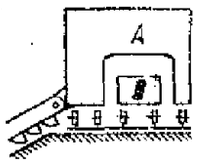
Машинист такой моторной машины для передвижки пути должен быть осторожен.

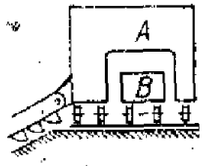
Каждый раз, как только поезд проходит мимо машины, он должен устанавливать передвижку на нуль, так как в противном случае большое сопротивление, вызванное прохождением тяжелого поезда, может повредить машину и рельсовый путь.

Для предупреждения подобных аварийных случаев на машине устанавливаются приспособления, при помощи которых зажимные ролики автоматически устанавливаются на нуль, как только сопротивление передвигаемого пути превысит определенную максимальную величину.

Приведем некоторые указания, которые дает германская фирма Лаухгаммер для обслуживания работы путепередвигателей.







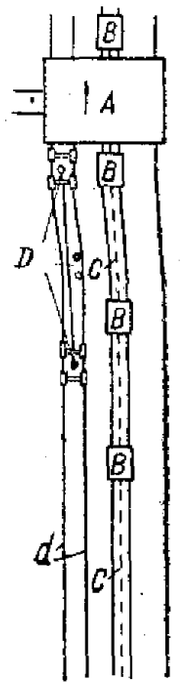
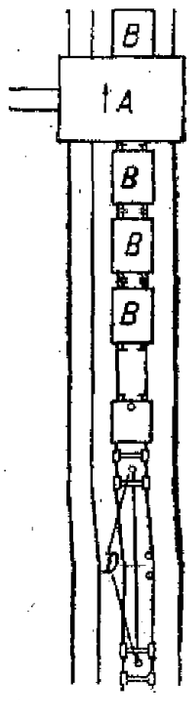
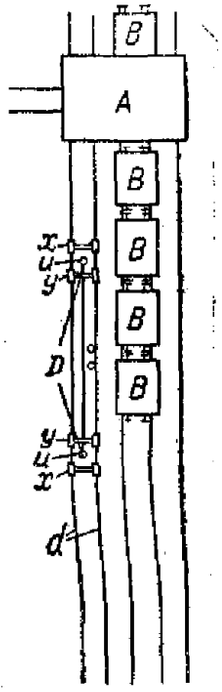


Рис. 323.



Фиг. 1.

Рис. 324.



Фиг. 2.

Для подготовки путепередвигателя к работе по передвижению пути, необходимо выполнить нижеследующие операции:

1) Перед первым пуском необходимо поместить на заднем конце фермы противовес, соответствующий тяжести подлежащих передвижке путей и достигающий при тяжелых путях приблизительно 10 *т*. Балластом могут служить старые железные части, например рельсовые накладки, куски рельсов, подкладки и пр., которые должны быть надежно предохранены от возможного падения.

Для машин, предназначенных для передвижки легких двухниточных откаточных путей, достаточно противовеса приблизительно в 4 *т*.

2) Прежде чем приступить к передвижке путей, машинист должен удостовериться в наличии достаточного количества масла или сала во всех под-

лежащих смазке местах. Особенно это касается букс и роликов для перемещения рельсов. Подшипники роликов должны быть наполнены салом так, чтобы оно выступало из лабиринтных углублений.

3) При езде по подлежащему передвижке участку роликового пути необходимо обратить внимание на то, чтобы всюду был обеспечен надлежащий габарит.

4) До приступа к передвижке пути необходимо наполнить резервуар охлаждающей водой и тщательно проверить весь трубопровод водяного охлаждения в отношении засорения. В морозную погоду необходимо следить за тем, чтобы по окончании работы была выпущена вся вода из резервуара и трубопровода. При этом для наполнения целесообразно употребить хорошо подогретую воду.

5) Включение рабочих роликов производится следующим образом: сначала раздвигают при помощи прилагаемых к машине ключей зажимные ролики. В случае, если роликовая головка не приходится над осью пути, необходимо действовать механизмом бокового перемещения до тех пор, пока головка не займет среднего положения. Затем опускают роликовую головку настолько, чтобы реборды роликов пришлись под головкой рельса. Зажимные ролики снова сближают до тех пор, пока реборды пружинящей бронзовой гайки будут отстоять от шпиндельной траверзы на расстоянии около 10 *мм*. После этого поднимают роликовую головку до тех пор, пока путь не будет приподнят на высоту, соответствующую условиям передвижки, причем

надлежит придерживаться основного правила — поднимать как можно меньше, так как при этом рельсы страдают значительно меньше.

6) Прежде чем сдвинуть вбок роликовую головку, рекомендуется, в особенности при сильно втопленных в грунт или примерзших путях, сначала совершить поездку вдоль всего участка без передвижки пути, только приподнимая путь. Благодаря этому рельсы дольше сохраняются, так как напряжение, возникающее при следующей непосредственной передвижке, уже не будет в большинстве случаев велико. Для этого в поворотной стреле имеется болт, который в подобном случае вынимают и тем достигают свободного перемещения роликовой головки вдоль рельсового пути.

7) При передвижке пути необходимо различать, идет ли машина стрелой вперед или назад.

При работе машины стрелой вперед — не следует слишком далеко отводить в сторону роликовую головку. Как только боковое перемещение пути получится от полуметра до одного метра, необходимо уменьшать постепенно боковой вынос роликовой головки и увеличивать его, если боковое перемещение пути будет получаться меньше указанного. Это приноравливание бокового выноса головки к положению пути требует известного навыка, но зато гарантирует достижение хороших результатов.

В общем необходимо иметь в виду, что направление стрелы определяет величину передвижки.

При ходе машины стрелой назад — отводят роликовую головку насколько возможно вбок в направлении передвижки, оставляя ее в таком положении на всем протяжении передвигаемого участка. Когда путь передвинут на требуемую величину, пропускают машину еще раз вдоль всего участка

при среднем положении роликовой головки с некоторой игрой рабочих роликов, чем достигают выпрямления рельсового пути.

Следует заметить, что ни одна из существующих машин для передвижки путей не может передвигать стрелочных рельсовых пересечений. Поэтому эти места путей обычно передвигаются вручную.

§ 116. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ УСТРОЙСТВА ДЛЯ МАНЕВРИРОВАНИЯ НА ЭКСКАВАТОРНЫХ ПУТЯХ

При тупиковой откатке, которая обычно бывает при проходке одноковшевыми экскаваторами первоначальных траншей в тех случаях, когда локомотив не остается при поезде во время погрузки его, для облегчения маневров, т. е. уборки груженого вагона и постановки порожняка под экскаватор, применяются различные вспомогательные механические устройства.

К таким устройствам относятся:

1) *Маневровые лебедки.*

2) *Кабестаны* или, иначе, *маневровые шпили.*

Маневровые лебедки обычно снабжаются электрическим приводом. Эти лебедки пригодны для средних маневров. Они конструируются наподобие лебедок с одним концом каната, но в связи с специальным назначением снабжаются особыми приспособлениями. Включение канатного барабана происходит посредством фрикционной муфты сцепления, поэтому возникающие при пуске в ход удары не могут передаваться на передачу и мотор. При этом полезно располагать подлежащие передвижке группы вагонов так, чтобы их можно было разгонять последовательно одну за другой. Для того чтобы конструкция лебедки была возможно более компактной, канат наматывают на барабан в несколько рядов при помощи особого прибора, приводимого в действие от барабана. Перед работой канат сматывается с барабана вручную, после того как последний выключен, до тех пор, пока тяговой крюк, который тащит рабочий, не сможет быть прицеплен к передвигаемому вагону или составу поезда. Чтобы облегчить сматывание каната с барабана, маневровые лебедки некоторыми фирмами снабжаются особым сматывающим приспособлением.

Для облегчения работы по переноске каната рекомендуется по возможности выбирать канаты небольшой длины, не свыше 200 м. В случае необходимости применения более длинных канатов лучше произвести установку двух или нескольких маневровых лебедок.

Сила тяги маневровых лебедок различна и в среднем колеблется от 1000 до 1500 *кг*. Скорость каната колеблется между 0,7 и 1 *м* в секунду. Поперечное сечение каната обычно колеблется в пределах от 10 до 16 *мм*. При небольшом сечении каната получаются более выгодные размеры барабана и более удобная подача каната. Надо стремиться применять канаты, свитые из проволоки высшего качества.

Передвижение вагонов в любом направлении достигается установкой в надлежащих местах отклоняющих роликов. Для получения возможности протянуть канат в желательном направлении перед лебедкой устанавливается двойной отклоняющий ролик.

Как правило, отклоняющие ролики следует устанавливать в шариковых подшипниках и при их расстановке следует принимать во внимание габарит вагонеток.

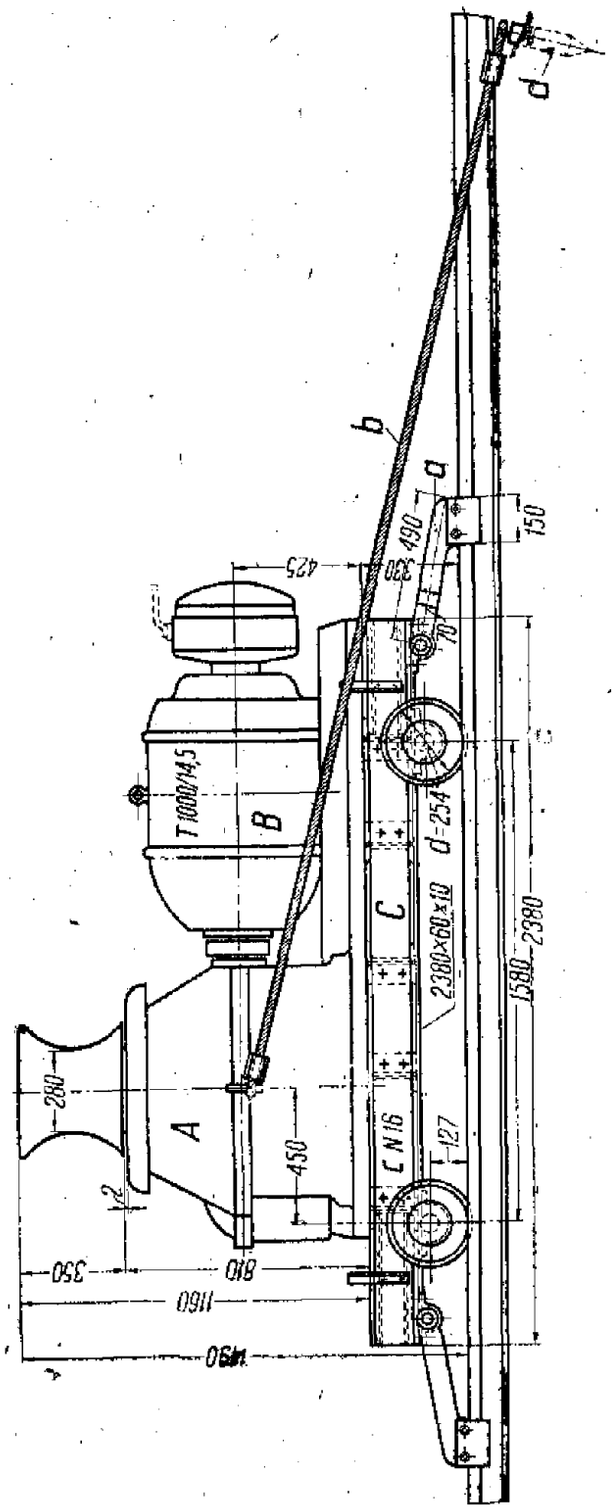


Рис. 325

Кабестан или маневровый шпиль представляет собой монтированную на платформе *C* лебедку с вертикальным барабаном *A* (рис. 325), на который наматывается канат или цепь. При работе шпилем возможность маневрирования вагонов в произвольном направлении достигается при помощи отклоняющих роликов. Сила тяги маневрового шпиля составляет большею частью от 600 до 1500 *кг*, реже больше. Во время работы кабестан укрепляется к рельсам при помощи схватов *a* и в грунт при помощи тяги *b* и якоря *d*.

§ 117. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1) Скажите классификацию машин для передвижки рельсовых путей.
2) К какому классу относится путепередвигатель Нордберга?
3) Опишите работу путепередвигателя Нордберга.
4) Скажите, какой производительности можно достигнуть путепередвигателем Нордберга?
5) При каких условиях возможно применение путепередвигателя Нордберга?
6) Скажите, какое имеется различие в конструкции между путепередвигателем со стрелой и мостообразным?
7) Каким устройством схватываются рельсы у путепередвигателя со стрелой?
8) Опишите принципы работы мостообразного путепередвигателя.
9) Можно ли производить передвижку на том участке, на котором стоит тяжеловесный состав поезда? и объясните—почему?
10) Какой производительности можно достигнуть при передвижке пути при помощи путепередвигателя со стрелой?
11) Какие указания вы можете сделать машинисту для выполнения работы по передвижке путей?

ГЛАВА ТРИНАДЦАТАЯ

АНАЛИЗ РАБОТЫ ЭКСКАВАТОРОВ

§ 118. ВЫВОД ФОРМУЛ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОДНОЧЕРПАКОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ СО СТРЕЛОЙ

Во II части курса „Горные выработки и горные работы" (стр. 39) указывалось, что следует у экскаваторов строго различать

1) *теоретическую производительность* и

2) *эффективную производительность*.

Теоретическая производительность в единицу времени равна произведению геометрической емкости ковша на число ковшей, подаваемых экскаватором в течение единицы времени. Примем за единицу времени одну минуту и обозначим буквами:

q_1 — минутную теоретическую производительность экскаватора в $м^3$,

w — геометрическую емкость ковша в $м^3$,

n — число оборотов (циклов) ковша в течение 1 минуты.

Тогда, на основании сказанного, можем написать:

$$q_1 = wn \ м^3. \qquad (161)$$

Число циклов n в минуту может быть выражено в зависимости от продолжительности одного цикла t мин. Эту зависимость можем написать в следующем виде:

$$n = \frac{1}{t}. \qquad (162)$$

Подставляя значение n в формулу (161), получим минутную теоретическую производительность в зависимости от емкости ковша и продолжительности одного цикла, т. е.

$$q_1 = w \frac{1}{t} \ м^3. \qquad (163)$$

Ясно, что при необходимости определить теоретическую производительность за некоторый больший отрезок времени мы можем умножить минутную производительность на число минут, заключающихся в интересующем нас отрезке времени. Обозначим буквами:

Q_1 — теоретическую сменную производительность в $м^3$,

T — продолжительность общего времени работы экскаватора в течение смены в минутах.

Тогда мы можем написать, что сменная теоретическая производительность

$$Q_1 = \frac{T}{t} \cdot w \ м^3. \qquad (164)$$

В полученной формуле частное $\frac{T}{t}$ выражает собой число циклов за время T-мин., работы экскаватора.

Теоретическая производительность для каждой модели экскаватора представляет собой постоянную величину.

Эффективная же производительность:

1) для каждой данной модели экскаватора является величиной *непостоянной* и зависящей от свойств породы, в которой снаряд производит работу, а также от условий работы, и

2) *почти всегда ниже теоретической*, так как порода обыкновенно не заполняет полностью всего геометрического объема ковша, и кроме того экскаватор по причинам разного характера вынужден делать простои.

Влияние свойств разрабатываемых пород сказывается в том, что породы, обладающие большой трудностью отбойки, затрудняют движение ковша при черпающем движении и тем самым увеличивают продолжительность одного цикла. Число циклов в минуту n или продолжительность одного цикла t в каталогах обыкновенно даются для работы в рыхлых легко добываемых породах, а поэтому для определения продолжительности цикла t' в более плотных породах, при всех прочих равных условиях, время t необходимо умножить на коэфициент трудности отбойки k_1. Тогда продолжительность одного цикла

$$t' = tk_1 \text{ мин.} \qquad (165)$$

Заполнение геометрического объема ковша породой в переводе на плотную массу характеризуется:

1) *полнотой заполнения ковша*, которое выражается коэфициентом k. Этот коэфициент обычно меньше единицы и только при очень благоприятных условиях (при работе в рыхлых породах, например песок), когда ковш наполняется с верхом, он может быть больше единицы;

2) *пустотами, которые образуются между отдельными кусками породы*, попадающей в ковш уже в разрыхленном состоянии. Эта величина характеризуется *первоначальным коэфициентом разрыхления* породы k_2. Коэфициент разрыхления всегда больше единицы (исключение составляют разжиженные породы, например плывун).

Если обозначим общий коэфициент *наполнения ковша* буквой K, то зависимость между указанными коэфициентами может быть выражена формулой:

$$K = \frac{k}{k_2}. \qquad (166)$$

Чтобы определить, какой объем w_1 породы в пересчете на плотное тело помещается в ковше, надо геометрический объем ковша w умножить на общий коэфициент наполнения K. Таким образом:

$$w_1 = wK \ м^3,$$

или, подставляя вместо K его значение, получим:

$$w_1 = w \frac{k}{k_2} \ м^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (167)$$

Минутная эффективная производительность экскаватора q в зависимости от перечисленных факторов может быть выражена следующей формулой:

$$q = w_1 \frac{1}{t'}$$

или, подставляя вместо w_1 и t' их значения из формул (165) и (167):

$$q = \frac{wk}{k_2} \cdot \frac{1}{tk_1} \ м^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (168)$$

Однако полученная таким образом производительность будет отвечать действительной только *за один оборот ковша*, ибо с увеличением времени работы неизбежно появятся простои, связанные с ремонтом машины, снабжением ее топливом или электрической энергией, смазкой и пр. Так как перечисленные факторы влияют на величину эффективной производительности и в то же время различны в разные отрезки времени, то в зависимости от величины отрезков времени меняется и эффективная производительность. Можно сказать, что *эффективная производительность тем больше, чем короче отрезок времени*. Это объясняется тем, что за меньший промежуток времени меньшее количество вредных факторов влияет на производительность экскаватора. Так например за минутный промежуток времени, когда лопата делает один или два оборота, может и не быть непроизводительных остановок; в течение же часа они уже могут быть, а в течение сезона они обязательно будут. Поэтому при определении эффективной производительности минутную производительность экскаватора надо умножить на чистое время работы. Чистое же время работы определяется умножением общего времени работы на некоторый поправочный коэфициент η, который называется *коэфициентом использования экскаватора во времени*. На основании сказанного можем написать, что чистое время работы:

$$T' = T\eta \text{ мин.} \qquad (169)$$

Таким образом эффективная производительность Q может быть выражена формулой:

$$Q = \frac{T\eta}{tk_1} \cdot \frac{wk}{k_3} \text{ м}^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (170)$$

Однако по *этой формуле можно вычислить эффективную производительность только в том случае, если экскаватор производит работу все время стоя на одном месте и грузит добытую породу в отвал*. При работе же с передвижками и с погрузкой в вагонетки формула для эффективной производительности будет значительно сложнее. Действительно, в этом случае появляется ряд новых факторов, которые понижают производительность снаряда. Такими факторами являются:

1) *время, потребное на маневры с вагонетками в поезде и с поездами*;
3) *время на передвижку экскаватора*, а также
2) *емкость вагонетки* и
4) *число вагонов в поезде*.

В самом деле, емкость вагонетки оказывает влияние на число циклов, которые должен сделать экскаватор, чтобы наполнить вагонетку; затем, когда вагонетка нагружена полностью, необходимо ее откатить, а под погрузку поставить порожнюю, и наконец, после погрузки всех вагонеток в поезде вместо погруженного поезда должен быть и ставлен на его место порожний состав. После того как экскаватор выработает породу с одной стоянки он должен передвинуться на новое место. На все эти операции требуется время, в течение которого экскаватор не может производить полезную работу, а поэтому производительность его будет ниже вычисленной по формуле (170).

Для того чтобы связать все перечисленные факторы единой формулой в дополнение к сделанным выше обозначениям добавим еще следующие:

t_1 — продолжительность перерыва в работе снаряда для перемены груженой вагонетки на порожнюю в мин.

t_2 — продолжительность перерыва в работе снаряда для перемены груженого состава поезда на порожний в мин.

t_3 — продолжительность перерыва в работе снаряда для передвижки его на новое место в мин.

c — теоретическая емкость вагонетки в $м^3$.

n — число вагонеток в поезде.

m — число передвижек снаряда в течение смены.

V — объем породы в плотном теле, вынимаемый экскаватором с одной стоянки в $м^3$.

k_3 — коэфициент заполнения вагонетки.

Тогда:

1) Число циклов ковша, необходимое для наполнения одной вагонетки, будет: $\frac{k_3 c}{kw}$.

2) Время, необходимое на один цикл, в зависимости от степени добываемости породы, tk_1 мин.

3) Время, необходимое для загрузки одной вагонетки: $\frac{k_3 c}{kw} tk_1$ мин.

4) Время загрузки всех вагонеток в одном поезде: $\frac{k_3 c}{kw} tk_1 n$ мин.

5) Время на перестановку под ковш всех вагонеток в одном поезде $t_1 n$ мин.

6) Время между двумя последовательными подачами под нагрузку порожних составов: $\frac{k_3 c}{kw} tk_1 n + nt_1 + t_2$ мин.

7) Полезная емкость всех вагонеток в поезде, выраженная в объеме погружаемой породы в плотном теле: $\frac{k_3 c}{k_2} n$ $м^3$.

8) Число поездов, которое может быть загружено экскаватором с одной стоянки: $\frac{Vk_2}{k_3 cn}$.

9) Отрезок времени между двумя последовательными стоянками экскаватора:

$$\left(\frac{k_1 k_3}{kw} tn + nt_1 + t_3\right)\frac{Vk_2}{k_3 cn} + t_3 \text{ мин.}$$

или, вынося n за скобки:

$$\left(\frac{k_1 k_3 c}{kw} t + t_1 + \frac{t_3}{n}\right)\frac{Vk_2}{ck_3} + t_3 \text{ мин.}$$

10) Число передвижек экскаватора в смену:

$$m = \frac{T\eta}{\left(\frac{k_1 k_3 c}{kw} t + t_1 + \frac{t_3}{n}\right)\frac{k_2 V}{k_3 c} + t_3} \qquad (171)$$

11) Производительность экскаватора в смену $Q = Vm$ $м^3$, или, подставив вместо m его значение,

$$Q = \frac{T\eta V}{\left(\frac{k_1 k_3 c}{kw} t + t_1 + \frac{t_3}{n}\right)\frac{k_2 V}{k_3 c} + t_3} \qquad (172)$$

Преобразуем это выражение путем вынесения V и c за скобку и взятием в скобку коэфицента k_3, тогда:

$$Q = \frac{T\eta}{\left(\frac{k_1 t}{kw} + \frac{t_1}{ck_2} + \frac{t_3}{cnk_3}\right)k_3 + \frac{t_3}{V}} \text{ м}^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (173)$$

Из формулы (173) видно, что для получения большой производительности экскаватора при одной и той же емкости ковша w необходимо, чтобы знаменатель имел возможно меньшую величину. Величина же знаменателя уменьшается с уменьшением времени t; t_1; t_2; t_3, с увеличением емкости вагонетки, с увеличением числа вагонеток в поезде n и с увеличением объема породы, добываемой экскаватором с одной стоянки V.

Из формулы (173) найдем емкость ковша экскаватора, которая могла бы при заданных условиях работы обеспечить выполнение намеченной производительности снаряда:

$$w = \frac{Qtk_1k_2}{\left\{T\eta - Q\left[\left(\frac{t_1}{ck_3} + \frac{t_2}{cnk_3}\right)k_2 + \frac{t_3}{V}\right]\right\}k} \quad м^3. \qquad (174)$$

В этом выражении знаменатель представляет собою разность двух величин. Это обстоятельство обусловливает возможность выполнения заданной производительности одним экскаватором, так как в случае отрицательного значения знаменателя выполнение заданной производительности одним экскаватором становится невозможным, а при знаменателе, равном нулю, емкость ковша получается бесконечно большой. Следовательно организация работы ковша получается бесконечно большой. Следовательно организация работы одним экскаватором в принципе возможна только при наличии неравенства:

$$T\eta > Q\left[\left(\frac{t_1}{ck_3} + \frac{t_2}{cnk_3}\right)k_2 + \frac{t_3}{V}\right]$$

или

$$Q < \frac{T\eta}{\left(\frac{t_1}{ck_3} + \frac{t_2}{nk_3}\right)k_2 + \frac{t_3}{V}} \quad м^3. \qquad (175)$$

Пользуясь выражением (175), легко можно проверить возможность осуществления принятой организации экскаваторных работ и откатки. Однако, дальнейшее ограничение для производительности экскаватора обусловливается конструктивными возможностями, которыми располагает техника экскаваторостроения. В самом деле, чем меньше знаменатель в формуле (174), тем больше получается емкость ковша. *Пределом емкости ковша на настоящий момент надо считать* 15,2 $м^3$ (20 куб. ярд), который осуществлен пока в одном экскаваторе в Америке. Поэтому, если емкость ковша, получаемая по формуле (174), окажется больше 15,2 $м^3$, то экскаваторные работы при намеченной организации работ одним экскаватором следует считать пока технически неосуществимыми. В этом случае следует *или уменьшить добычу, или увеличить число работающих экскаваторов.*

Формула (173) дает возможность определить и полезную емкость поезда cn, при которой заданная производительность при выбранной емкости ковша экскаватора может быть выполнена экскаватором.

Для этого определяем из формулы (173) емкость вагонетки:

$$c = \frac{Qk_2\left(t_1 + \frac{t_2}{n}\right)}{\left[T\eta - Q\left(\frac{k_1k_2}{kw}t + \frac{t_3}{V}\right)\right]k_3} \quad м^3. \qquad (176)$$

Чтобы c имело реальное значение, необходимо соблюдение неравенства

$$Q < \frac{T\eta}{\frac{k_1k_2}{kw}t + \frac{t_3}{V}} \quad м^3. \qquad (177)$$

Подставляя в формулу (176) вместо букв (кроме n) цифровые значения, которые могут иметь место при принятой организации работ, легко находим величину произведения cn. Полученная таким образом емкость может быть осуществлена при разной емкости вагонеток, но при соответствующей ей числе вагонов в поезде. В некоторых случаях (о них будет сказано несколько ниже) формула (176) дает минимальную емкость вагонетки, при которой возможно выполнение заданной производительности.

Для полного использования емкости вагонеток, а следовательно для уменьшения капитальных затрат, необходимо, чтобы емкость вагонетки была кратной емкости ковша экскаватора, т. е. должно быть соблюдено соотношение

$$c = Nw, \qquad (178)$$

где N — целое число.

В противном случае *или порода будет высыпаться из ковша и будет*, заполнив вагонетку, ссыпаться и загрязнять пути, или вагонетка будет уходить загруженной недостаточно полно, т. е. коэфициент k_3 будет слишком низким.

Прежде чем перейти к дальнейшим выводам, приведем некоторые практические цифровые значения величин, входящих в выведенные формулы.

Продолжительность одного цикла t в слабых породах Продолжительность одного цикла t зависит от конструктивных особенностей каждой модели экскаватора и от условий ее работы. В зависимости от условий работы на величину t, строго говоря, оказывают влияние главным образом следующие факторы:

1) *Расположение откаточных сосудов во время их погрузки*, так как это расположение влияет на величину угла поворота стрелы от места черпания до места разгрузки ковша.

2) *Высота разрабатываемого забоя* h *м.*

3) *Время, необходимое на разгрузку ковша.*

4) *Угол откоса забоя* $\alpha°$.

Эта зависимость будет ясна, если мы проанализируем весь цикл во времени по отдельным движениям ковша.

Продолжительность одного цикла t состоит из следующих элементов:

1) Времени, необходимого на черпание породы при движении ковша по забою (для механических лопат от подошвы забоя вверх по всей высоте забоя) t_4 мин.

2) Времени, необходимого на поворот черпака от места загрузки к месту разгрузки t_5 мин.

3) Времени, необходимого на разгрузку черпака t_6 мин.

4) Времени, необходимого на обратный поворот ковша от места разгрузки к месту черпания t_7 мин.

Таким образом

$$t = t_4 + t_5 + t_6 + t_7 \text{ мин.} \qquad (179)$$

Время t_4 в свою очередь зависит от:

а) скорости черпания v, $м$/мин.,

б) коэфициента трудности отбойки породы k_1,

в) длины пути черпания l_1 $м$.

Длина пути черпания в зависимости от высоты забоя грубо может быть выражена следующей зависимостью:

$$l_1 = \frac{h}{\sin\alpha} \; м. \qquad (180)$$

Тогда зависимость между указанными величинами может быть выражена:

$$t_4 = \frac{h}{v_1 \sin \alpha} k_1 \text{ мин.} \qquad (181)$$

Время t_6 различно для разных пород, так для вязких пород оно больше, ибо они хуже вываливаются из ковша, вследствие чего для полного опоражнивания его иногда требуется встряхивание ковша; для пород сыпучих и с малым сцеплением между частицами оно меньше, и при разгрузке в отвал обычно бывает достаточно времени, необходимого на переключение двигателей на обратный поворот стрелы. При разгрузке в вагоны время t_6 вообще больше, чем при разгрузке в отвал, так как требуется точная установка над вагоном и опускание черпака возможно ниже над вагоном, чтобы выпадающая порода меньше била вагоны.

Время t_5 зависит от величины угла поворота стрелы ψ и от угловой скорости поворота ω. Эту зависимость можно выразить формулой:

$$t_5 = \frac{\psi}{\omega} \text{ мин.}$$

Время t_7 зависит от тех же величин, что и время t_5.

Таким образом можно написать, что

$$t = \frac{h}{v_1 \sin \alpha} k_1 + \frac{2\psi}{\omega} + t_6. \qquad (182)$$

Двигатели каждой *модели экскаватора* строятся с определенной максимальной скоростью движения, которая однако может уменьшаться при работе в породах с различным коэфициентом трудности отбойки k_1. Поэтому, если будем рассматривать работу экскаватора определенной марки в одной и той же породе, то на основании выведенной формулы (182) можем сделать заключение, что

время t тем меньше, чем меньше высота забоя h и чем меньше угол поворота стрелы ψ. При работе же одного и того же снаряда в разных породах при всех прочих одинаковых условиях время t тем больше, чем коэфициент трудности отбойки породы больше.

Однако следует заметить, что это положение справедливо только в том случае, если при черпании породы ковш заполняется полностью при одном движении вдоль забоя. Если же этого нет, то для нормального наполнения ковша необходимо делать повторные черпающие движения, а вследствие этого время увеличивается; так например при двух черпающих движениях, принимая во внимание опускание незаполненного черпака для второго черпания:

$$t = 3 \frac{h k_1}{v_1 \sin \alpha} + \frac{2\psi}{\omega} + t_6 + t_1' \text{ мин.},$$

где t_1' — время на переключение мотора на обратный ход рукоятки ковша.

Из этого рассуждения видно, что для получения нормальной работы механической лопаты необходимо иметь забой не меньше какой-то определенной высоты. Эта минимальная высота находится в зависимости от длины лезвея ковша, которую обозначим буквою l *м*, от толщины стружки s *м*,

которую срезает ковш при своем движении вдоль забоя, и от емкости черпака w *м*. Объем породы, помещающийся в ковше, будет:

$$w_1 = \frac{k w}{k_2} \text{ м}^3. \qquad (183)$$

Объем породы, срезаемый лезвием ковша при движении вдоль забоя:

$$w_2 = lsl_1 = ls \frac{h}{\sin \alpha} \text{ м}^3. \qquad (184)$$

При нормальной работе $w_1 = w_2$ или

$$\frac{k w}{k_2} = ls \frac{h}{\sin \alpha},$$

откуда

$$h = \frac{k w \sin \alpha}{k_2 ls} \text{ м}. \qquad (185)$$

Формула (185) и определяет минимальную высоту забоя для нормальной работы экскаватора в зависимости от конструкции ковша.

Только при высоте h, значение которого для данной породы не меньше полученного после вычисления по формуле (185), для наполнения ковша достаточно одного черпающего движения; при всякой же меньшей величине h потребуются дополнительные черпающие движения и работа снаряда становится менее рациональной. *В этом случае необходимо продумать вопрос о применении меньшего экскаватора с меньшей емкостью ковша.*

Величина угла поворота стрелы ψ зависит от расположения места разгрузки ковша относительно места черпания. Объясняется это тем, что всякое увеличение угла поворота стрелы естественно удлиняет путь ковша и следовательно требует пропорционального увеличения времени на поворот, а это влечет за собой уменьшение числа оборотов. В этом отношении наиболее невыгодным является расположение вагонов сзади экскаватора, так как при этом стрела для разгрузки ковша должна быть повернута на 180° или на угол, близкий к 180°.

Все вышеизложенное иллюстрирует приведенная ниже табл. 33, сообщенная фирмой Менк и Гамброк для универсальных экскаваторов.

Продолжительность перерыва в работе экскаватора для перемены погруженной вагонетки на порожнюю t_1 при правильной организации работы откатки должна быть равна нулю, так как нормально передвижка должна производиться во время выполнения экскаватором черпающего и поворотного движений. Когда же экскаватор своим черпанием помогает откатыванию погруженной вагонетки, величина t_1 является конечной величиной, измеряющейся долями минуты.

Продолжительность перерыва в работе экскаватора для перемены груженого состава на порожний t_2 зависит от организации откатки. Поэтому надо стремиться организовать откатку так, чтобы время t_2 имело наименьшую величину. Больших значений время t_2 достигает при работе в тупике и наименьших — при кольцевой откатке и при двухколейном пути.

Продолжительность перерыва в работе экскаватора во время передвижки его на новую стоянку t_3 зависит от конструкции хода экскаватора, т. е. от скорости передвижения v_3 *м* в минуту, от величины расстояния передвижки L *м* и от времени, необходимого на производство вспомогательных работ перед и после передвижки t_8. Математически эта зависимость может быть выражена формулой:

$$t_3 = \frac{L}{v_3} + t_8 \text{ мин.} \qquad (186)$$

Таблица 33

Зависимость числа циклов в минуту от высоты забоя и угла поворота стрелы

Род машины и № каталога	Высота забоя в м	Модель III: угол поворота 90°	Модель III: угол поворота 180°	Модель IV: высота забоя в м	Модель IV: угол поворота 90°	Модель IV: угол поворота 180°	Модель V: высота забоя в м	Модель V: угол поворота 90°	Модель V: угол поворота 180°	Модель VI: высота забоя в м	Модель VI: угол поворота 90°	Модель VI: угол поворота 180°
Паровая 325	2	4,0	2,8	2,1	3,4	2,5	2,9	3,0	2,2	3,4	2,7	2,0
	5	3,1	2,4	6,0	2,7	2,1	7,2	2,4	1,9	8,5	2,1	1,6
Двигатели вн. сгор. 326	2	3,5	2,4	2,4	3,2	2,2	2,9	2,9	2,0	3,4	2,5	1,8
	5	2,7	2,0	6,0	2,4	1,9	7,2	2,2	1,6	8,5	1,9	1,4
Электрическая 327	2	3,4	2,8	2,4	3,0	2,5	2,9	2,7	2,2	3,4	2,4	2,0
	5	2,7	2,3	6,0	2,4	2,1	7,2	2,1	1,8	8,5	1,9	1,7

Таблица 34

Коэфициент разрыхления породы k_2

Группа	Характеристика породы	Наиболее типичные породы, обладающие наиболее типичными свойствами данной группы	Коэфициент разрыхления k_2	Вес 1 м³ породы в плотн. теле m
1	2	3	4	5
I	С минимальным сцеплением частиц (рассыпчатые грунты)	Мелкий песок, рыхлый растительный грунт	1,08—1,12	1,1—1,4
II	Со слабой связью частиц (грунты, рассыпающиеся комьями)	Крупный песок, растительный слой, супесок, чернозем, легкие суглинки	1,18—1,22	1,4—1,6
III-a	Породы I группы с примесями мелких част. более тверд. и тяжелых пород (до 25%) и волокнистых веществ	Грунты I группы, с примесью крупного гравия или щебня (од 25%), или щепы и корней	1,14—1,20	1,2—1,6
III-b	Породы II группы с такими же примесями, как и в группе III-a	Грунты II группы с такими же примесями, как в группе III-a	1,20—1,24	1,5—1,7
IV	Пластично-вязкие	Тяжелые суглинки, жирные глины	1,25—1,27	1,7—1,8
V	Породы IV группы с примесями частей тверд. и тяжелых пород (до 25%)	Жирные глины и тяжелые суглинки с примесью крупного гравия, гальки, щебня (до 25%), торф с корнями, а также крупн. гравий, отвердевший лёс и слежавшийся строительн. мусор	1,27—1,30	до 2,1
VI	Со значительным сцеплением частиц и вязкостью	Опоки, мергель, сланцевые глины, тяжелые глины	1,30—1,32	1,9—2,2
VII	С большой степенью сцепления частиц	Меловые породы, мягкие известняки, мягкие песчаники	1,32—1,35	2,0—2,3
VIII	Скальные породы с признаками выветривания или слоистости	Разборная скала, сланцы, конгломераты, а также мерзлые грунты	1,35—1,40	2,2—2,4
IX	Скальные породы большой твердости	Тверд. известняки, тверд. песчан., мрамор	1,40—1,45	2,4—2,7
X	Сплошные скальные породы особой твердости	Гнейсы, гранит, порфиры, сиениты, базальты, кварцевые породы	1,45—1,50	2,7—3,2

Примечание. Таблица заимствована из „Свода производственных строительных норм". Земляные работы. Изд. Госплана. 1928 г.

Таблица 35

Значения коэфициента $K = \frac{k}{k_2}$

Группа	Характеристика породы	Значение коэфициента K при породах с естественной влажностью				Поправочный коэфициент на влажность	
		механические лопаты	драглайны	грейферы	многочерпак. экскаваторы	мокрый грунт	разжиженный грунт
1	2	3	4	5	6	7	8
I	Песок и гравий	0,80—1,00	0,60—0,80	0,50—0,70	0,80—1,00	—	0,80
II	Легко разрабатываемые породы . . .	1,00	1,00	1,00—1,20	1,00	0,80	0,50
III	Глины средней твердости и суглинки . .	0,70—0,90	0,60—0,80	0,70—0,90	0,50—0,70	0,80—0,70	0,80—0,70
IV	Тяжелые глины и засоренные грунты .	0,50—0,70	0,35—0,60	0,50—0,70	0,30—0,70	0,80—0,70	0,80—0,60

Примечание. Таблица заимствована из книги Нечаева М. З. „Механизация мелиоративно-осушительных работ". Изд. Сельколхозгиза 1931 г.

Продолжительность вспомогательных работ для экскаваторов на гусеничном ходу представляет собой величину в среднем очень незначительную, а для экскаваторов на железнодорожном ходу вспомогательные работы занимают более или менее значительный промежуток времени, так как перед передвижкой требуется укладка рельсов, а при неповоротном типе—уборка домкрата и укрепление экскаватора при помощи их на новой стоянке.

Скорость передвижения экскаватора на гусеничном ходу в среднем равна 45 *м* в минуту.

Коэфициент полноты загрузки черпака k находится из прилагаемой табл. 35 путем следующего расчета.

Общий коэфициент заполнения черпака K состоит из двух величин: коэфициента полноты загрузки черпака k и коэфициента разрыхления k_2. Зависимость между этими тремя величинами, как указывалось выше, выражается формулой

$$K = \frac{k}{k_2}, \text{ следов. } k = K k_2. \quad (187)$$

Коэфициент разрыхления находится в табл. 34. Коэфициент k для разных пород различен и зависит от свойств разрабатываемой породы, от засоренности породы посторонними примесями (пни, корни, камни и т. п.), которые часто не позволяют достаточно полно загружать черпак экскаватора, от конструкции самого экскаватора и его черпака. Благодаря различным значениям коэфициентов k и k_2 различен и общий коэфициент K. Среднее значение коэфициента K для разных пород и разных типов экскаваторов приводим в табл. 35.

Породы II, III и IV групп в сухом состоянии дают коэфициент K меньший на 10—15% против цифр, приведенных в таблице. Породы, не указанные в таблице, могут

Таблица 36

Коэфициент степени добываемости K

Группа	Характеристика породы	Наиболее типичные породы, обладающие характер. свойствами данной группы	Коэфициент K_1 для экскаваторов		Вес 1 $м^3$ $т$
			одноковшевые	многоковшевые	
1	2	3	4	5	6
I	С миним. сцеплен. частиц (рассыпч. грунты)	Мелкий песок и рыхлый растит. грунт	1,00	1,00	1,1—1,4
II	Со слабой связью частиц (породы, рассыпающиеся комьями)	Крупный песок, растит. слой, супески, чернозем и легкие суглинки	1,00	1,00	1,4—1,6
III-а	Породы I группы с примесями мелк. частей более тверд. и тяжел. пород (до 25%) или волокн. веществ	Породы I группы с примесью крупного гравия, или щебня, или щепы, или мелкого строительн. мусора, а также мелк. гравий	1,10	1,37	1,2—1,6
III-б	Породы II группы с теми же примесями, что в группе III-а	Породы II группы с теми же примесями, а также крупный гравий	1,10	1,37	1,5—1,7
IV	Пластично-вязкие породы	Тяжелые суглинки и жирные глины	1,50	1,66	1,7—1,8
V	Породы IV группы с примесями частиц твердых и тяжелых пород (до 25%)	Жирные глины и тяжелые суглинки с примесью крупн. гравия, гальки, щебня, торф с корнями, отвердевший лес	1,90	2,00—2,10	до 2,1
VI	Со значительным сцеплением частиц и значительной вязкостью	Опоки, мергель, сланцевые глины, тяжелые глины	1,90—2,00	—	1,9—2,2
VII	С большой степенью сцепления частиц	Меловые породы, мягкий известняк и песчаник	2,50—3,00	—	2,0—2,3
VIII	Скальные с признаками выветривания и слоистостью	Разборная скала, а также конгломераты и мерзлые грунты	2,50—3,00	—	2,2—2,4
IX	Плотные скальные большой твердости	Твердые известняки и песчаники	данных не имеются	—	2,4—2,7
X	Сплошная скала особой твердости	Гнейсы, граниты, порфир, базальт, кварцевые породы		—	2,7—3,2

Примечание. Таблица заимствована из книги Нечаева М. З. „Механизация мелиоративно-осушительных работ". Изд. Сельколхозгиза 1931 г.

Породы групп VII, VIII, IX и X предварительно должны быть разрыхлены взрывом.

быть отнесены в зависимости от своих свойств к одной из приведенных в табл. 35 групп. Взорванные скальные породы в зависимости от крупности кусков имеют $K =$ от 0,5 до 0,35, а иногда даже 0,12. Следует заметить, что приведенные цифры являются ориентировочными и должны уточняться на основании наблюдений над работой снарядов.

Коэфициент трудности отбойки k_1. Если за единицу степени добываемости принять трудность разработки *мелкого несцементированного песка*, то коэфициент k_1 в зависимости от характера породы и класса экскаватора будет иметь цифровые значения, приведенные в табл. 36.

Все приведенные в таблице коэфициенты относятся к породам *с естественной влажностью*. Для пород с увеличенной влажностью и сухих должна быть сделана поправка на поправочный коэфициент, приведенный в табл. 37.

Таблица 37

Поправочный коэфициент для сухих и мокрых пород

№ по порядку	Породы и их влажность	Поправочный коэфициент
1	Грунт с природной средней влажностью	1,00
2	Для пород сухих:	
	Группы I, II, III-а, III-б, за исключением суглинков	1,05—1,10
3	То же, для легких суглинков	1,15—1,20
	Глинистые породы групп IV—VI	1,40—1,60
	Пород остальных групп	1,00
4	Для пород мокрых:	
	Группы I, II, III-а, III-б, кроме суглинков	1,15—1,20
	Легкие суглинки	1,20—1,30
	Глинистых пород групп IV—VI	1,30—1,40

Примечание. Таблица заимствована из „Свода производственных строительных норм". Земляные работы. Изд. Госплана. 1928 г.

Следует заметить, что приведенные в таблице коэфициенты k_1 для одноковшевых экскаваторов со средней емкостью ковша (до 2 $м^3$) дан для механических лопат. Для других же типов он несколько изменяется, в частности для драглайна коэфициент степени добываемости увеличивается, а для грейферных—уменьшается. С увеличением емкости ковша (более 2 $м^3$) значение коэфициента k_1 также изменяется. Закон этого изменения подлежит дальнейшим исследованиям.

Коэфициент наполнения вагонеток k_2. При ориентировочных подсчетах коэфициент k_2 может быть принят равным 1. Однако, в виду того что стандартные вагонетки не всегда могут быть полностью наполнены выбранным снарядом, при проверочных подсчетах производительности экскаваторов следует принимать k_2 равным тем цифрам, которые получатся из соотношений помещаемого в вагонетку объема породы и геометрического объема самой выбранной вагонетки. Это соотношение следует получить из первых ориентировочных подсчетов.

Коэфициент использования экскаватора во времени η. Величина коэфициента η, использования экскаватора во времени зависит от:

1) *числа рабочих смен*,

2) *конструктивных особенностей экскаватора*,

3) *простоев экскаватора* из-за непредвиденных аварий при хорошо налаженной откатке или, как говорят, простои „*форс-мажорного*" (аварийного) характера,

4) *способа снабжения снаряда энергией*.

Число рабочих смен играет роль в том отношении, что чем больше загружается в течение суток экскаватор, тем меньше остается времени на выполнение мелкого текущего ремонта, осмотра и ремонта снаряда и т. п., а как следствие этого — тем больше вероятность мелких поломок снаряда во время работы и тем больше остановок на мелкий ремонт в рабочее время.

Конструктивные особенности сказываются на возможности лучшей организации откатки, что влечет за собой уменьшение ожидания окончания маневров с поездами.

Способ снабжения экскаватора энергией влияет в том отношении, что в некоторых случаях приходится экскаватор останавливать для снабжения его топливом, водой и т. п. (например, поворотные паровые экскаваторы), а при электрических экскаваторах бывают перебои в подаче тока.

Продолжительность остановок в течение смены из-за конструктивных особенностей экскаватора и организации откатки различна для разных случаев. Это обстоятельство не дает возможности охватить все простои снаряда одним общим коэфициентом η. А поэтому все простои, зависящие от конструкции экскаватора и от организации откатки, следует учитывать в каждом отдельном случае путем подстановки в формулы соответствующих цифровых значений вместо букв t; t_1; t_2 и t_3. Цифровые же значения коэфициента η должны быть даны только с учетом простоев, общих для всех классов и типов экскаваторов. Таким образом простоями с более или менее одинаковыми продолжительностями при работе в три смены являются:

1) *Текущий ремонт* и устранение случайных повреждений 5%
2) *Перебои из-за снабжения энергией* 5%
3) *Различные непредвиденные остановки* из-за неполадок в откатке при хорошо налаженной откатке (сходы с рельсов вагонеток, локомотивов, перерывы контактного провода и т. п.) 10%
4) *Непредвиденные случаи* (встреча валунов, пней и т. п. 5%

Итого 25%

При работе в две смены этот процент может быть понижен до 20%, а при работе в 1 смену — до 15%. При работе без откатки добываемой породы, простои экскаватора, вследствие непредвиденных остановок из-за откатки, отпадают, а поэтому общий процент будет равен: при 3-сменной работе—15%; при 2-сменной—10% и при односменной работе—5%.

Таким образом, коэфициент использования экскаватора в течение смены в среднем может иметь следующие значения:

Таблица 38

Значения коэфициента η

Число смен	Коэфициент	
	при работе с откаткой	при работе без откатки
При работе в 3 смены	0,75	0,85
„ „ „ 2 „	0,80	0,90
„ „ „ 1 „	0,85	0,95

Примечание. Таблица составлена автором на основании литературных данных, указаний германских фирм в своих предложениях для поставки экскаваторов и личных переговоров с иностранными специалистами (Онезорге А. И., Науман).

§ 119. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАИВЫГОДНЕЙШЕЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОДНОЧЕРПАКОВОГО ЭКСКАВАТОРА СО СТРЕЛОЙ

Выведенная в предыдущем параграфе формула (173) показывает, что заданной производительности экскаватора соответствует определенная емкость поезда, т. е. произведение емкости вагона c на число вагонов в поезде n. На основании этого мы можем сделать заключение, что с изменением емкости поезда (уменьшением или увеличением ее) изменится (уменьшится или увеличится) и производительность экскаватора, даже в том случае, если все прочие условия работы останутся прежними.

Иными словами, *один и тот же экскаватор, в зависимости от емкости поезда, при всех прочих одинаковых условиях может дать разные производительности.* Для того чтобы рационально поставить производство, из всего разнообразия возможных производительностей экскаватора необходимо выбрать *наивыгоднейшую*, т. е. такую производительность, которая давала бы наименьшую стоимость 1 $м^3$ или тонны добытой породы. При определении такой производительности надлежит учитывать не только стоимость самой добычи породы экскаватором, но и стоимость транспортировки породы до отвала или склада, или, как говорят, найти наименьшую стоимость породы *франко-отвал* или *франко-склад*. В настоящем параграфе и займемся выяснением метода определения наивыгоднейшей производительности экскаватора на примере.

Пример. Предполагается разрабатывать механической лопатой забой высотой 7 $м$, причем забой состоит из тяжелых суглинков. Разработку предполагается производить электрической лопатой фирмы Менк и Гамброк модель V, которая имеет ковш емкостью в 1,5 $м^3$. Работы организованы таким образом, что лопата может забирать породу при повороте стрелы в 90° и должна грузить добытую породу в вагоны, стоящие на путях, параллельных экскаваторным путям. Требуется определить наивыгоднейшую производительность лопаты в течение 7-часовой смены и подобрать для этой производительности состав поезда.

Решение. По каталогу Менк и Гамброк находим, что модель V имеет при угле наклона стрелы 45° максимальный радиус копания $E = 12{,}0$ $м$ и радиус поворота задней части кузова $R = 4{,}3$ $м$. На основании этих данных заключаем, что, чтобы иметь свободу для поворачивания лопаты, ее нельзя поставить к забою ближе чем на 4,5 — 5,0 $м$, а следовательно с одной стоянки лопата может сделать глубину заходки не более $L = E - 5 = 7$ $м$. Тогда объем породы, вынимаемой с одной заходки, будет не более:

$$V = \frac{\pi \cdot 90}{360}(12^2 - 5^2)\ 7 \simeq 650\ м^3.$$

Средний угол поворота для погрузки в вагонетку будет:

$$\psi = \frac{90}{2} + 90 = 135°.$$

По табл. 33 находим, что при работе в легко разрабатываемом грунте при повороте на 90° и при забое 7,2 $м$ число циклов 2,1 в минуту, а следовательно время одного цикла 0,48 мин., а при повороте на 180° число циклов 1,9, т. е. время одного цикла 0,53 мин. При повороте на 135° продолжительность цикла должна заключаться между 0,48 и 0,53 мин. и будет равна:

$$t = 0{,}48 + \frac{(0{,}53 - 0{,}48)\ 45}{90} = 0{,}50 \text{ мин.}$$

Примем продолжительность передвижки $t_3 = 5$ мин.

По табл. 34 коэфициент $k_2 = 1{,}25$.

По табл. 35 находим, что в среднем для тяжелых суглинков общий коэфициент наполнения $K = \frac{k}{k_2} = 0{,}80$. Отсюда находим коэфициент $k = Kk_2 = 0{,}8 \cdot 1{,}25 = 1$.

По табл. 36 коэфициент $k_1 = 1{,}5$.

Тогда производительность лопаты за смену, при работе в отвал, может быть найдена по формуле (173), если t_1 и t_2 принять равными нулю. При этом:

$$Q = \frac{420 \cdot 0{,}85}{\frac{1{,}5}{1{,}5} 0{,}5 \cdot 1{,}25 + \frac{5}{650}} = \frac{357}{0{,}625 + 0{,}008} = 565\ м^3 \text{ в плотном теле.}$$

Максимальная же производительность при погрузке в вагонетки будет меньше вычисленной, так как при откатке уменьшается коэфициент η и появляются простои из-за перемены поездов и вагонеток в поезде. Снижение одного коэфициента η с 0,85 до 0,75 понижает производительность до

$$Q = \frac{565 \cdot 0{,}75}{0{,}85} = 500\ м^3.$$

Поэтому, учитывая перерывы в работе из-за перемены поездов и вагонеток в поезде, мы можем рассчитывать на меньшую производительность.

Определение емкости поезда. Определим для разных производительностей экскаватора конструкцию поезда. Рассмотрим два случая: 1) когда время на передвижку вагонов в поезде $t_1 = 0$ и 2) когда время $t_1 = 0{,}25$ мин., т. е. конечной величине. Время на простой из-за перемены составов примем для обоих случаев равным $t_2 = 2$ мин.

Первый случай. По формуле (176) вычисляем емкость вагона для производительности 325 $м^3$, 350 $м^3$, 375 $м^3$, 400 $м^3$, 425 $м^3$, 450 $м^3$, 475 $м^3$.

Для производительности в 325 $м^3$:

$$c = \frac{325 \cdot 1{,}25 \cdot \frac{2}{n}}{420 \cdot 0{,}75 - 325\left(\frac{1{,}5 \cdot 1{,}25}{1{,}5} 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{325 \cdot 2{,}5}{(315 - 325 \cdot 0{,}033)n} = \frac{815}{109n}$$

$$cn = 7{,}5\ м^3.$$

Для производительности в 350 $м^3$:

$$c = \frac{350 \cdot 1{,}25\ \frac{2}{n}}{420 \cdot 0{,}75 - 350\left(\frac{1{,}5 \cdot 1{,}25}{1{,}5} 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{875}{94\ n}$$

$$cn = 9{,}3\ м^3.$$

Для производительности в 400 $м^3$:

$$c = \frac{400 \cdot 1{,}25 \cdot \frac{2}{n}}{420 \cdot 0{,}75 - 400\left(\frac{1{,}5 \cdot 1{,}25}{1{,}5} 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{1000}{62\ n}$$

$$cn = 16\ м^3.$$

Для производительности 425 $м^3$:

$$c = \frac{425 \cdot 1{,}25 \cdot \frac{2}{n}}{420 \cdot 0{,}75 - 425\left(\frac{1{,}5 \cdot 1{,}25}{1{,}5} \cdot 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{1060}{46\,n}$$

$$cn = 23{,}1 \ м^3.$$

Для производительности 450 $м^3$:

$$c = \frac{450 \cdot 1{,}25 \cdot \frac{2}{n}}{420 \cdot 0{,}75 - 450\left(\frac{1{,}5 \cdot 1{,}25}{1{,}5} \cdot 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{1125}{30\,n}$$

$$cn = 37{,}5 \ м^3.$$

Для производительности 475 $м^3$:

$$c = \frac{475 \cdot 1{,}25 \cdot \frac{2}{n}}{420 \cdot 0{,}75 - 475\left(\frac{1{,}5 \cdot 1{,}25}{1{,}5} \cdot 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{1188}{15n}$$

$$cn = 79 \ м^3.$$

Результаты вычислений изображены в виде кривой *ab* на рис. 326.

По формуле (178):

$$c = N w \ м^3.$$

Задаваясь разными значениями N, вычисляем емкость вагонеток:

при $N = 1$ . . . . . $c = 1 \cdot 1{,}5 = 1{,}5 \ м^3$
„ „ $= 2$ . . . . . $c = 2 \cdot 1{,}5 = 3{,}0$ „
„ „ $= 3$ . . . . . $c = 3 \cdot 1{,}5 = 4{,}5$ „
„ „ $= 4$ . . . . . $c = 4 \cdot 1{,}5 = 6{,}0$ „
„ „ $= 5$ . . . . . $c = 5 \cdot 1{,}5 = 7{,}5$ „

Наши заводы изготовляют вагонетки емкостью в 2 $м^3$, 3 $м^3$, 4 $м^3$, 5 $м^3$, 5,5 $м^3$, 7 $м^3$ и 15,4 $м^3$.

Отсюда видим, что полностью удовлетворяют требованию только вагонетки с емкостью 3 $м^3$, а все остальные будут иметь недогруз или перегруз. Поэтому остановимся на вагонетке с емкостью $c = 3$ $м^3$.

Для того чтобы определить, какова же наивыгоднейшая производительность экскаватора, необходимо произвести подсчеты стоимости совместной работы экскаватора и откатки.

Определение стоимости работы экскаватора. Стоимость работы экскаватора слагается из ряда статей расхода:

1) *амортизации*, обозначим этот расход буквою . — A
2) *процентов на затраченный капитал* . . . . . — B
3) *рабочей силы* . . . . . — C
4) *ремонта снаряда* . . . . . — D
5) *расхода энергии* . . . . . — E
6) *смазки и обтирки* . . . . . — F

Определим расход по каждой из этих статей для рассматриваемого нами случая.

Амортизация. По данным фирмы экскаватор стоит 29 575 долларов, что в переводе на русские деньги дает расход:

$$29\,575 \cdot 1{,}93 = 57\,080 \text{ руб.}$$

На эти расходы надлежит сделать начисления:

1) за иностранный кредит и расходы по торговому представительству . . . 16%
2) фрахт до границы 6%

Итого . . . 22%, т. е. 12 560 руб.

3) пошлина — 32% . . . . . 22 500 „
4) фрахт до рудника . . . . . 3 300 „
5) монтаж 15% от 57 080 руб . . . 8 560 „

Итого стоимость машины на руднике . . . . . 104 000 руб.

Для исчисления амортизации необходимо из начальной стоимости вычесть стоимость лома.

Вес машины . . . . . 65,5 $т$
Цена лома . . . . . 60 р. за $т$

Отсюда стоимость лома:

$$60 \times 65{,}5 = 4\,000 \text{ руб.}$$

Срок существования снаряда — 10 лет.

Тогда сумма, подлежащая ежегодному погашению, будет:

$$\frac{104\,000 - 4\,000}{10} = 10\,000 \text{ руб.}$$

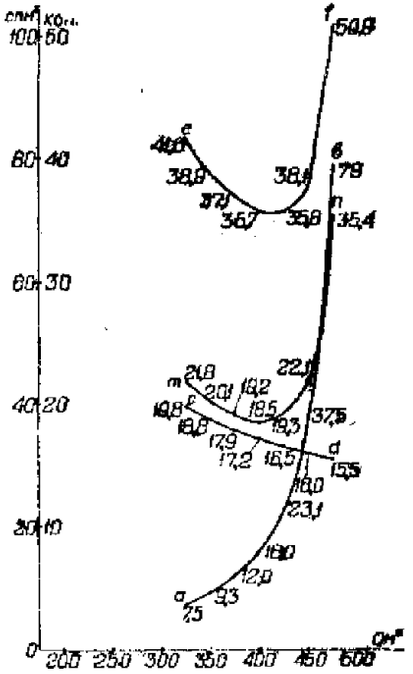


Рис. 326.

Проценты на капитал. Исчисляем проценты на капитал (для сравнения вариантов) из 8% годовых. Тогда за год должно быть:

$$104\,000 \cdot 0{,}08 = 8\,320 \text{ руб.}$$

Рабочая сила. Машину обслуживают: 1) *верхняя бригада*, состоящая из машиниста и смазчика; 2) *нижняя бригада* из двух чернорабочих. Работа производится в 3 смены в течение 300 рабочих дней.

Тогда годовой расход по прямой зарплате будет:

Машинисты при окладе 250 р. в мес. . . . . $250 \times 3 \times 12 = 9\,000$ руб.
Смазчики „ „ 100 р. „ „ . . . . . $100 \times 3 \times 12 = 3\,600$ „
Низовая бригада 2 р. в смену: . . . . . $2 \times 6 \times 300 = 3\,600$ „

Итого . . 16 200 руб.

Начисления на зарплату (16,75%) . . . $16\,200 \text{ р.} \times 0{,}1675 = 2\,700$ руб.
Жилстроительство и коммунальные услуги:
расходы в год по содерж. казарм и квартир . . 197 р.
фактическое количество задолженных людей в сутки 12
коэфициент перехода от фактически задолженного колич. людей к списочному 1,36
что составляет: . . . . . $197 \times 1{,}36 \times 12 = 3\,200$ „

Итого . . 22 100 руб.

Приведенные три статьи расхода являются *постоянными годовыми расходами*, т. е. независящими от годовой производительности экскаватора, и

следовательно будет *переменной величиной стоимости 1 м³ вынутой породы*. Обозначив сумму этих расходов, падающую на 1 м³ вынутой породы, буквою a, мы можем написать:

$$a = \frac{A + B + C}{Q'} \text{ коп.}, \qquad (188)$$

где Q' — годовая производительность экскаватора при работе в 3 смены при 300 раб. днях.

Все остальные расходы в большей или меньшей степени при разных условиях работы ложатся *постоянной величиной на 1 м³ вынутой породы*.

Ремонт. Влияние на величину ремонта оказывают: условия работы и характер разрабатываемых пород. *Так, для трудно разрабатываемых пород ремонт больше, чем для легко разрабатываемых пород*. Вообще говоря, ежегодный расход на ремонт в зависимости от указанных условий колеблется в широких пределах от 8 до 16% первоначальной стоимости снаряда. Однако при работе в одной и той же породе, при прочих равных условиях, расходы на ремонт в пересчете на 1 м³ вынутой породы дают приблизительно одну и ту же величину.

В рассматриваемом случае примем величину расходов на ремонт равной 10% от первоначальной стоимости машины при работе ее на полную нагрузку. Тогда расход на 1 м³ вынутой породы будет:

$$D = \frac{104\,000 \times 10}{100 \cdot 500 \cdot 3 \cdot 300} = 2{,}3 \text{ коп.}$$

Энергия. Расход электрической энергии на 1 м³ вынутой породы аналогично ремонту зависит от характера разрабатываемого грунта и, кроме того, от размеров самого экскаватора. *Так, большие экскаваторы требуют большего расхода на 1 м³ вынутой породы, чем малые экскаваторы; точно также трудно разрабатываемые породы требуют большего расхода энергии, чем легко добываемые*. Но при прочих равных условиях и при работе в одной и той же породе расход энергии на 1 м³ породы приблизительно одинаков. Так как при определении наивыгоднейшей производительности снаряда мы ставим его в определенные, одинаковые для разных производительностей условия, то можем принять и расход энергии на 1 м³ породы постоянным. Примем этот расход равным 0,96 *квт*-час. на 1 м³ породы. При стоимости тока в 3 коп. за киловатт-час расход на энергию для выемки 1 м³ $E = 3 \cdot 0{,}96 = 2{,}9$ коп.

Смазка и обтирка. Смазку и обтирку по данным практики можно принять в 20 — 25% от стоимости расходуемой энергии. Остановимся на высшем проценте, тогда стоимость смазки и обтирки будет:

$$F = 2{,}9 \cdot 0{,}25 = 0{,}8 \text{ коп.}$$

Полную стоимость g экскавации 1 м³ породы можем теперь выразить формулой:

$$g = \frac{A + B + C}{Q'} + D + E + F \text{ коп.} \qquad (189)$$

В этой формуле первый член является переменным, так как зависит от производительности снаряда Q' м³; все же остальные члены суть величины постоянные.

Обозначим постоянные годовые расходы буквою b и постоянные расходы на 1 м³ породы буквою d. После этого будем иметь $A + B + C = b$ и $D + E + F = d$. Тогда можем написать, что

$$g = \frac{b}{Q'} + d. \qquad (190)$$

Полученное уравнение (190) имеет вид уравнения гиперболы, отнесенной к асимптотам и у которой одна асимптота совпадает с осью g, а другая проходит параллельно оси Q' на расстоянии d от нее.

Зная b и d, легко можно построить соответствующую гиперболу и по ней определить стоимость экскавации 1 м³ для любой производительности.

В нашем случае $b = A + B + C = 10\,000 + 8\,320 + 22\,100 = 40\,420$ р. и $d = D + E + F = 2{,}3 + 2{,}9 + 0{,}8 = 6{,}0$ коп.

Тогда:

$$g = \frac{4\,042\,000}{Q'} + 6 \text{ коп.}$$

Подставляя вместо Q' значения, соответствующие принятым нами сменным производительностям, получим ряд значений для g.

При сменной производительности 325 м³ $g = 19{,}8$ коп.
" " " 350 " $g = 18{,}8$ "
" " " 375 " $g = 17{,}9$ "
" " " 400 " $g = 17{,}2$ "
" " " 425 " $g = 16{,}5$ "
" " " 450 " $g = 16{,}0$ "
" " " 475 " $g = 15{,}5$ "

На рис. 326 кривая стоимости экскавации 1 м³ обозначена буквами *c d*.

Определение стоимости откатки. Предположим, что откатка будет производится электровозами в вагонах, требующих ручной погрузки. Положим, что:

расстояние откатки . . . . . $L = 2$ *км*
скорость движения поездов . . . . . $v_3 = 12$ *км*/час.
простои поезда и его маневры в пути без простоев под погрузкой и разгрузкой . . . . . $t_3 = 10$ мин.
время, необходимое на разгрузку 1 м³ породы . . . . $t_0 = 0{,}5$ мин.
число электровозов в поезде . . . . . $N = 1$
число смен . . . . . $m = 3$
емкость вагона . . . . . $c = 3$ м³
стоимость содержания в год поездной бригады, состоящей из одного машиниста . . . . . $p_3 = 2500$ р.
стоимость содержания в год бригады для разгрузки одного вагончика емкостью 3 м³ . . . . . $p_в = 750$ р.
расходы в год по содержанию электровозов на 1 м³ емкости состава (амортизация, проценты на капитал, ремонт) . . . . . $r_1 = 295$ р.
отношение веса тары вагона к емкости вагона . . . . $\beta = 1$

Примечание. По существу β будет различной для вагонов разной конструкции и разной емкости. Однако в дальнейших расчетах, так как нам важен метод определения наивыгоднейшей производительности экскаватора, а не точность подсчетов, для простоты принимаем во всех случаях $\beta = 1$. Для точных же подсчетов каждый раз при изменении емкости вагона β следует вычислять по формуле (151).

Расходы на содержание вагонного парка на 1 м³ емкости состава (амортизация, проценты на капитал, ремонт) . . . $r_2 = 90$ руб.

Тогда ежегодные расходы a_1 на откатку для экскаваторной откатки с ручной разгрузкой вагонов могут быть вычислены по формуле (159), выведенной в § 107.

$$a_1 = \left[1 + \frac{Q\left(\frac{120\,L}{v_s} + t_s\right)}{7 \cdot 0{,}75 \cdot 60\ cn} + \frac{Q\,t_s}{7 \cdot 0{,}75 \cdot 60} \right] [cn\,(r_1\beta + r_2) + p_s m N] + \frac{pmc \cdot n}{c} \qquad (191)$$

Подставляя в эту формулу вместо букв приведенные выше значения, получим:

$$a_1 = \left[1 + \frac{Q\left(\frac{120 \cdot 2}{12} + 10\right)}{315\ cn} + \frac{Q \cdot 0{,}5}{315} \right] [cn\,(295 + 90) + 2\,500 \cdot 3 \cdot 1] + 750 \cdot 3 \cdot \frac{cn}{3}$$

или

$$a_1 = \left[1 + 0{,}0952\,\frac{Q}{cn} + 0{,}00158\,Q \right] [385\,cn + 7\,500] + 750\,cn \text{ руб.}$$

В этой формуле переменными являются сменная производительность экскаватора Q и соответствующая ей емкость состава cn. Подставляя принятые нами и вычисленные выше значения этих величин, получим:

При Q = 325 м³ и cn = 7,5 м³ расход a_1 = 64 795 руб. составляет на 1 м³ 21,8 коп.
» » = 350 » » » = 9,3 » » a_1 = 63 483 » » » » » 20,1 »
» » = 375 » » » = 12,0 » » a_1 = 64 752 » » » » » 19,2 »
» » = 400 » » » = 16,0 » » a_1 = 66 640 » » » » » 18,5 »
» » = 425 » » » = 23,1 » » a_1 = 74 061 » » » » » 19,3 »
» » = 450 » » » = 37,5 » » a_1 = 89 548 » » » » » 22,1 »
» » = 475 » » » = 79,0 » » a_1 = 150246 » » » » » 35,4 »

Результаты вычислений представлены на рис. 326 в виде кривой *mn*.

Сумма расходов по экскавации и откатке 1 м³ породы будет:

При Q = 325 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 41,6 коп.
» » = 350 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 38,9 »
» » = 375 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 37,1 »
» » = 400 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 35,7 »
» » = 425 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 35,8 »
» » = 450 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 38,1 »
» » = 475 . . . . . $g + a_1$ . . . . . = 50,9 »

Суммарная стоимость 1 м³ породы франко-склад представлена на рис. 326 в виде кривой *ef*.

Из таблицы и диаграммы видим, что наивыгоднейшая производительность будет между 400 и 425 м³ в смену. Принимаем 410 м³, при этой производительности емкость состава будет 18,4 м³, а число вагонеток в поезде при емкости вагона в 3 м³ будет 6.

Так как при $t_1 = 0$ производительность экскаватора не зависит от емкости вагонов, входящих в состав поезда, то наивыгоднейшая производительность при вагонах разной емкости остается величиной постоянной.

Второй случай ($t_1 = 0{,}25$ мин). Вычисляем емкость поезда по формуле (176) для тех же производительностей, что и в первом случае.

Для производительности в 325 м³:

$$c = \frac{325 \cdot 1{,}25\left(0{,}25 + \frac{2}{n}\right)}{420 \cdot 0{,}75 - 325\left(1{,}25 \cdot 0{,}5 + \frac{5}{650}\right)} = \frac{406\left(0{,}25 + \frac{2}{n}\right)}{315 - 325 \cdot 0{,}633} = \frac{101 + \frac{812}{n}}{108} =$$

$$= 0{,}9 + \frac{7{,}5}{n}, \text{ откуда } cn = 0{,}9\,n + 7{,}5$$

или

$$n = \frac{7{,}5}{c - 0{,}9}.$$

Чтобы работа была реальной, необходимо соблюдение неравенства $c > 0{,}9$ м³.

Для производительности 350 м³:

$$c = 1{,}2 + \frac{9{,}3}{n};\ n = \frac{9{,}3}{c - 1{,}2} \text{ и } c > 1{,}2 \text{ м}^3.$$

Для производительности 375 м³:

$$c = 1{,}5 + \frac{12}{n};\ n = \frac{12}{c - 1{,}5} \text{ и } c > 1{,}5 \text{ м}^3.$$

Для производительности 400 м³:

$$c = 2 + \frac{16}{n};\ n = \frac{16}{c - 2};\quad c > 2 \text{ м}^3.$$

Для производительности 425 м³:

$$c = 3{,}8 + \frac{23{,}1}{n};\ n = \frac{23{,}1}{c - 3{,}8};\ c > 3{,}8 \text{ м}^3.$$

Для производительности 450 м³:

$$c = 4{,}7 + \frac{37{,}5}{n};\ n = \frac{37{,}5}{c - 4{,}7};\ c > 4{,}7 \text{ м}^3.$$

Для производительности 475 м³:

$$c = 10 + \frac{79}{n};\quad n = \frac{79}{c - 10};\ c > 10.$$

Приведенные цифры показывают, что *каждой производительности соответствует особая предельная минимальная емкость вагона.*

Определим наивыгоднейшую производительность экскаватора при емкости вагона в 5 и 15,4 м³.

В результате вычислений получаем следующие данные:

Сменная добыча	Емкость поезда при вагонетке в м³		Стоимость откатки 1 м³ породы при		Стоимость экскавации	Суммарная стоимость	
	5 м³	15,4 м³	5 м³	15,4 м³		5 м³	15,4 м³
325	9,0	8,0	20,7	—	19,8	40,5	—
350	12,0	10,2	19,4	—	18,8	38,2	—
375	17,0	13,3	19,1	19,0	17,9	37,0	36,9
400	26,5	18,4	24,1	18,8	17,2	41,3	36,0
425	96,0	30,7	39,6	22,2	16,5	56,1	38,7
450	625,0	54 0	—	27,2	16,0	—	43,2
475	—	225,0	—	—	15,5	—	—

Из таблицы видим, что наивыгоднейшая производительность при вагонах емкостью 5 $м^3$ равна 375 $м^3$ в смену, а при вагонах емкостью 15,4 $м^3$—400 $м^3$.

Заключение. На основании сделанных вычислений и полученных результатов можем сделать следующие выводы:

1) При отсутствии простоев экскаватора во время передвигания вагонов ($t = 0$) емкость вагонов не влияет на величину наивыгоднейшей производительности, при условии если вагоны подбираются одинаковой конструкции и с емкостью кратной емкости черпака.

2) Наличие простоев при передвижке вагонов в поезде ($t =$ конечной величине) ставит минимальный предел емкости вагонов, при которой возможно выполнение заданной производительности.

3) Наличие простоев при передвижке вагонов повышает емкость вагонов, необходимую для выполнения заданной производительности.

4) При $t_1 > 0$ увеличение емкости вагонов увеличивает размер наивыгоднейшей производительности.

5) При $t_1 > 0$ с увеличением емкости вагонов себестоимость 1 $м^3$ породы снижается, что при одной и той же себестоимости позволяет получить бо́льшую производительность экскаватора. Так например при себестоимости в 41 коп. при емкости вагона в 5 $м^3$ можно получить производительность в 400 $м^3$, а при емкости вагона в 15,4 $м^3$ — около 440 $м^3$.

Для облегчения вычислений на основании всех приведенных формул можно построить соответствующие им номограммы, с помощью которых можно легко и быстро определить наивыгоднейшую производительность экскаватора и соответствующую ей емкость вагонов и всего состава поезда при разных заданных условиях работы снаряда и откатки.

§ 120. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МНОГОЧЕРПАКОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Для вывода формулы теоретической производительности многочерпаковых экскаваторов в дополнение к сделанным для одночерпаковых экскаваторов обозначениям добавим еще следующие:

v — скорость движения черпаковой цепи в $м$/сек.
a — длина звена черпаковой цепи в $м$.
p — число звеньев, приходящееся на один черпак.
m — число опоражнивающих черпаков в одну минуту.
q — часовая теоретическая производительность в $м^3$.

Часовая теоретическая производительность экскаватора будет равна произведению емкости черпака w на число m совершаемых опрокидываний в час, т. е.

$$q = 60\ m \cdot w\ м^3. \qquad (192)$$

Число опрокидываний черпаков в минуту зависит от скорости движения цепи (v) и от длины цепи между черпаками (*шага черпаковой цепи*), т. е. от произведения $a \cdot p$. Эта зависимость может быть выражена формулой

$$m = \frac{60\,v}{ap}. \qquad (193)$$

Подставляя в выражение (192) вместо m его значение из формулы (193), получим теоретическую производительность экскаватора в зависимости от конструктивных особенностей черпающего устройства:

$$q = \frac{60 \cdot 60 \cdot w \cdot v}{ap}\ м^3/час. \qquad (19$$

Так как в каталогах не всегда сообщается конструкция черпающей части, а дается только число опоражниваний в минуту, в дальнейшем будем пользоваться формулой (192), памятуя, что в случае надобности во все ниже приводимые формулы вместо m можем подставить его значение из формулы (193).

Эффективная производительность экскаватора всегда ниже его теоретической и зависит от всех тех же величин, от которых зависит и производительность одночерпакового экскаватора, т. е. от коэфициента заполнения ковшей k, от коэфициента трудности отбойки k_1, от коэфициента разрыхления породы k_2 и от коэфициента использования экскаватора по времени η. Если примем это во внимание, то сменная производительность экскаватора при продолжительности смены в T часов может быть выражена формулой:

$$Q = \frac{qk}{k_1 k_2} T\eta\ м^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (195)$$

Подставляя в эту формулу вместо q его значение из формулы (192), получим:

$$Q = \frac{60 \cdot m \cdot w \cdot k}{k_1 \cdot k_2} T\eta\ м^3 \text{ в плотном теле.} \qquad (196)$$

Выведенная формула действительна только в том случае, если экскаватор работает со свалкой добытой породы в отвал при помощи транспортера. Если же он работает с погрузкой добытой породы в вагонетки, то в этом случае появляются, как и при работе одночерпаковых экскаваторов, новые факторы, которые уменьшают его производительность. Эти факторы следующие:

геометрическая емкость вагонетки . . . . . $c\ м^3$
коэфициент наполнения вагонетки . . . . . k_3
число вагонов в поезде . . . . . n
потеря времени на замену груженого поезда порожним . . t_2 мин.

Время, необходимое на перестановку одной вагонетки t_1, и время на передвижку самого экскаватора t_3 для многочерпаковых экскаваторов не должно иметь значения, так как снаряд работает, находясь все время в движении вдоль поезда, и при переходе разгрузочного совка над промежутком между вагонами люковой немедленно переключает затвор на другую точку, подающую добытую породу в соседнюю вагонетку, а поэтому никаких перерывов в работе снаряда не должно быть.

Чтобы связать все перечисленные факторы в единую формулу, выражающую эффективную производительность экскаватора, сделаем следующие рассуждения.

1) Объем вагонетки, заполняемый породой в разрыхленном состоянии, равен $ck_3\ м^3$.

2) Объем породы в разрыхленном состоянии, ссыпаемый черпаками экскаватора в вагонетку в 1 мин. при разных коэфициентах трудности отбойки породы, $\frac{wmk}{k_1}\ м^3$.

3) Для загрузки одной вагонетки потребуется $\frac{ck_3k_1}{w \cdot m \cdot k}$ мин.

4) Тогда продолжительность загрузки всех вагонеток в поезде будет $\frac{ck_3k_1}{w \cdot m \cdot k} n$ мин.

5) Промежуток времени между началом погрузки двух следующих друг за другом поездов равен $\frac{ck_2k_1}{w \cdot m \cdot k} n + t_2$ мин.

6) Число поездов, которое может быть загружено экскаватором в смену, $N = \frac{60\,T\eta}{\frac{ck_2k_1}{w \cdot m \cdot k} \cdot n + t_2}$.

7) Объем поезда, заполненный породой в пересчете на плотное тело, $V = \frac{ck}{k_2}\ n\ м^3$.

8) Отсюда сменная эффективная производительность экскаватора равна числу поездов N, умноженному на емкость поезда V, т. е. $Q = NV\ м^3$, или, подставляя вместо N и V их значения, получим:

$$Q = \frac{60\,T\eta}{\frac{ck_1k_2}{w \cdot m \cdot k} n + t_2} \cdot \frac{ck_2}{k_2}\ n\ м^3 \text{ в плотном теле.} \quad (197)$$

После преобразования формула (197) будет иметь следующий вид:

$$Q = \frac{60 \cdot T\eta \cdot w \cdot m \cdot n \cdot c \cdot k \cdot k_2}{(cnk_1k_2 + w \cdot m \cdot k \cdot t_2)k_2}\ м^3 \text{ в плотном теле.} \quad (198)$$

Из этого выражения определим теоретическую минутную производительность экскаватора:

$$mw = \frac{Q\,cn\,k_1k_2k_2}{60\,T\eta\,cn\,k\,k_2 - Qt_2k\,k_2}\ м^3. \quad (199)$$

Полученное выражение показывает, что выполнение многочерпаковым экскаватором заданной производительности возможно только тогда, когда знаменатель больше нуля, т. е.

$$60\,T\eta cn\,k\,k_2 - Q\,t_2\,k\,k_2 > 0$$

или

$$Q < \frac{60\,T\eta\,cn\,k_2}{t_2k_2}\ м^3 \text{ в плотном теле.} \quad (200)$$

Дальнейшее ограничение производительности обусловливается конструктивными возможностями современной техники экскаваторостроения.

Определяем из формулы (198) емкость поезда cn, которая необходима для получения от экскаватора заданной ему производительности Q.

$$cn = \frac{Q\,w \cdot m \cdot t_2\,k\,k_2}{60\,T\eta\,w \cdot m \cdot k\,k_2 - Q\,k_1\,k_2\,k_2}\ м^3. \quad (201)$$

Из этого выражения видим, что заданная производительность может быть осуществлена только при условии:

$$60\,T\eta\,w\,m\,k\,k_2 - Q\,k_1\,k_2\,k_2 > 0$$

или

$$Q < \frac{60 \cdot T\eta\,w \cdot m \cdot k}{k_1k_2}\ м^3 \text{ в плотном теле.} \quad (202)$$

Для рационального выбора емкости вагона необходимо соблюдение условия, чтобы емкость вагонетки была равна производительности экскаватора за время прохода экскаватором расстояния, равного длине вагонетки между центрами сцепок.

При соблюдении этого условия кубатура вагонеток будет использована полностью и экскаватору для заполнения вагонеток не нужно делать несколько проходов вперед и назад вдоль поезда, а следовательно не надо терять время на остановку экскаватора и переключение моторов на обратный ход.

Выведем математическое выражение, в котором емкость вагонетки была бы связана с производительностью экскаватора и скоростью его движения во время работы. Для этого будем считать, что машина находится в исправном состоянии и никаких экстренных случаев, могущих остановить работу экскаватора за время его прохода вдоль вагонетки, случиться не может.

Обозначим длину вагонетки между центрами сцепок в метрах буквою l, скорость поступательного движения экскаватора во время работы — v_1 м/мин. и производительность экскаватора во время прохода им единицы пути (1 м) вдоль забоя *(линейную производительность экскаватора)* q_1 $м^3$. Тогда мы можем написать, что минутная производительность экскаватора:

$$q \text{ мин.} = q_1 v_1\ м^3. \quad (203)$$

С другой стороны мы можем написать, что минутная производительность экскаватора при беспрерывной погрузке:

$$q \text{ мин.} = \frac{w \cdot m \cdot k}{k_1}\ м^3 \text{ в разрыхл. состоянии.} \quad (204)$$

Из выражений (203) и (204) можем написать равенство:

$$q_1 v_1 = \frac{wmk}{k_1}. \quad (205)$$

Из равенства (205) находим линейную производительность экскаватора в зависимости от конструктивных особенностей снаряда и свойств породы:

$$q_1 = \frac{w \cdot m \cdot k}{k_1 v_1}\ м^3 \text{ в разрыхл. сост.} \quad (206)$$

При проходе вдоль всей длины вагонетки экскаватор погрузит:

$$q_1 l = \frac{w \cdot m \cdot k \cdot l}{k_1 v_1}\ м^3 \text{ породы в разрыхленном состоянии.} \quad (207)$$

Весь этот объем должен быть помещен в вагонетку, а потому мы можем написать, что :

$$ck_3 = \frac{w \cdot m \cdot k \cdot l}{k_1 v_1}. \quad (208)$$

Из равенства (208) находим геометрический объем вагонетки:

$$c = \frac{w \cdot m \cdot k \cdot l}{k_1 v_1 k_3}\ м^3. \quad (209)$$

Разделив обе части выражения (209) на l, получим:

$$\frac{c}{l} = \frac{w \cdot m \cdot k}{k_1 k_3 v_1}\ м^3. \quad (210)$$

Отношение емкости вагонетки c к ее длине l между центрами сцепок, т. е. отношение $\frac{c}{l}$ называется *удельной емкостью вагонетки.*

Формула (210) показывает, что *в зависимости от скорости перемещения экскаватора v_1 мы можем получить различную удельную емкость вагонетки.*

Скорость перемещения экскаватора не должна превосходить известных максимальных пределов, а именно *для экскаваторов на рельсовом ходу 12 м/мин., а на гусеничном ходу—6 м/мин.* Бо́льшие скорости влекут за собой чрезмерно большие боковые давления на черпаковую раму экскаватора, отчего возможны ее поломки.

Однако и в указанных пределах определенным конкретным условиям разработки соответствует определенная скорость перемещения экскаватора. Чтобы понять это, сделаем следующее рассуждение.

Когда экскаватор стоит неподвижно, а ковши движутся с постоянной, присущей данному экскаватору скоростью, то они, сняв стружку по всей наклонной высоте забоя, в дальнейшем будут двигаться вхолостую. Чтобы черпаки вновь начали черпать породу, необходимо или спустить черпачную раму, или же, не спуская рамы, начать поступательное движение экскаватора. В последнем случае, благодаря наличию двух движений (непрерывное поступательное движение экскаватора и непрерывное движение черпаковой цепи), каждый последующий черпак будет ложиться своим лезвеем не на пройденную уже предыдущим черпаком борозду, а на борт ее. Ширина захвата лезвеем черпака борта борозды зависит от скорости поступательного движения экскаватора v_1 *м/мин.* При этом могут быть три случая:

1) *Когда расстояние, на которое перемещается экскаватор за время прохождения черпаком пути, равного расстоянию между черпаками* (шагу черпакового устройства), *меньше длины лезвея черпака.* Если скорость перемещения экскаватора v_1, а число опоражниваний черпаков в минуту m, то путь, который пройдет экскаватор за время одного шага черпачного устройства, будет равен $\frac{v_1}{m}$. Обозначив длину лезвея черпака буквою S_1, можем сказать, что рассматриваемый случай имеет место, когда соблюдено неравенство

$$\frac{v_1}{m} < S_1. \qquad (211)$$

В этом случае каждый последующий черпак ляжет на борт борозды только частью своего лезвея *и будет снимать стружку шириной меньшей, чем ширина лезвея* (рис. 327).

2) *Когда путь экскаватора за период одного черпания равен длине лезвея черпака*, т. е. когда соблюдено равенство:

$$\frac{v_1}{m} = S_1. \qquad (212)$$

В этом случае черпак всем своим лезвеем ложится на борт борозды и *снимает стружку всей длиной своего лезвея* (рис. 328).

В обоих указанных случаях получается гладкая плоскость забоя.

3) *Когда путь экскаватора за период одного черпания больше длины лезвея черпака*, т. е. имеет место неравенство:

$$\frac{v_1}{m} > S_1. \qquad (213)$$

В этом случае каждый последующий черпак, хотя и будет срезать стружку всем своим лезвеем, но будет проходить борозду на некотором расстоянии от борозды, пройденной предыдущим черпаком (рис. 329). Бла-

годаря такому перескакиванию черпака, *между двумя соседними бороздами будет оставаться гряда неразработанной породы*, а вследствие этого получится неровная поверхность забоя. При повторном проходе экскаватора вдоль фронта забоя оставленные гряды будут затруднять работу снаряда, так как толщина стружки не будет одинаковой.

Из всего сказанного можно сделать заключение, что третий случай является наиболее неблагоприятным. Чтобы из двух первых случаев выбрать наиболее рациональный, посмотрим, какое влияние оказывает ширина стружки

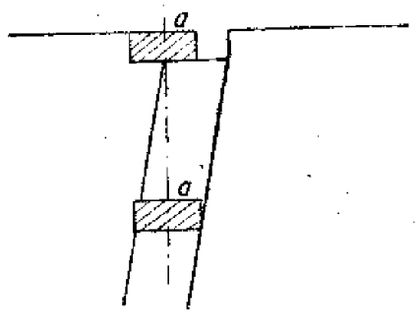


Рис. 327.

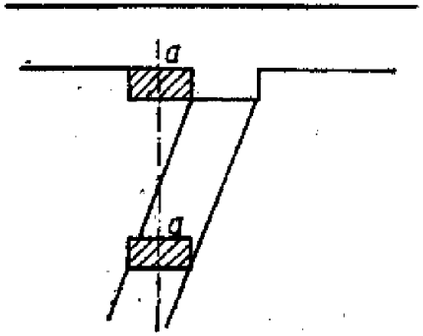


Рис. 328.

на ее толщину и коэфициент заполнения черпака k при одних и тех же условиях работы снаряда.

Для этого обозначим:

ширину стружки	s *м.*
толщину стружки	d_1 *м.*
длину стружки	l_1 *м.*
вертикальную высоту забоя	h *м.*
угол откоса забоя	α^o.

Тогда в зависимости от высоты забоя длина стружки

$$l_1 = \frac{h}{\sin\alpha}\ м. \qquad (214)$$

Объем снимаемой черпаком породы в разрыхленном состоянии:

$$w_1 = ds\ \frac{h}{\sin\alpha} \cdot k_2\ м^3. \qquad (215)$$

Этот объем при нормальной работе должен поместиться в геометрический объем черпака w при коэфициенте его заполнения k. Таким образом должно быть соблюдено равенство:

$$w_1 = kw$$

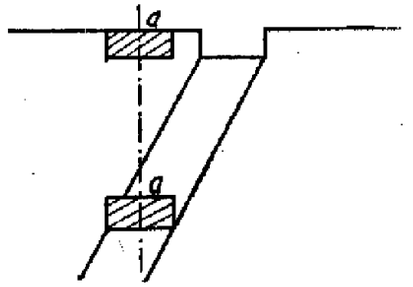


Рис. 329.

или

$$kw = k_2 ds\ \frac{h}{\sin\alpha}. \qquad (216)$$

В этом выражении величины: h, α и k_2—для определенных условий работы, а w—для выбранной модели экскаватора являются постоянными величинами; величины же s, d и k могут быть переменными. Первые из

переменных величин могут меняться в пределах: s—на основании сделанных выше рассуждений — от O до s_1, а d — от нуля до предела, обусловливаемого коэфициентом трудности отбойки породы.

Формула (216) показывает, что при уменьшении ширины стружки для соблюдения равенства должно или увеличиться d, или, если это невозможно из-за крепости породы, уменьшиться коэфициент k. В последнем случае производительность экскаватора упадет и снаряд не справится с возлагаемой на него работой. Таким образом для получения от снаряда полной его производительности, в случае невозможности увеличить толщину стружки, единственно возможной мерой является увеличение ширины стружки до рационального предела, т. е. до $s = s_1$.

При этом получится минимальная толщина стружки, что выгодно: 1) в смысле расхода энергии, 2) меньшей вероятности поломок и 3) наконец, меньшая толщина стружки избавляет машиниста от необходимости манипулировать рычагами для подъема и опускания хобота при разработке забоя, состоящего из пород с разными коэфициентами отбойки.

Из всего сказанного можно сделать заключение, что наиболее рациональной шириной стружки является ширина, равная длине лезвея черпака. Раз это так, то скорость перемещения экскаватора может быть определена из выражения (212) подстановкой вместо s_1 численного значения длины лезвея черпака, найденного из выражения (216). Таким образом, зная длину черпака, можно найти наивыгоднейшую скорость экскаватора. И наоборот, зная скорость v_1, можно определить для каждого случая соответствующую ей толщину стружки. Для этого подставим в выражение (216) вместо s—его значение из выражения (212). Тогда

$$kw = k_2 d \frac{v_1 \cdot h}{m \sin \alpha},$$

откуда

$$d = \frac{kw \cdot m \sin \alpha}{k_2 v_1 h} \text{ м}. \qquad (217)$$

Это выражение показывает, что с уменьшением скорости перемещения экскаватора или высоты забоя толщина стружки увеличивается.

Пользуясь формулой (217), можно определить минимальную высоту забоя h, при которой выбранный экскаватор (даны w и m) при определенных свойствах породы (даны d; k; k_2; α) может рационально работать. Для этого необходимо вместо v_1 подставить максимально возможную для выбранной модели экскаватора скорость поступательного движения. Тогда выражение для $h_{\text{мин}}$ будет иметь вид:

$$h_{\text{мин}} = \frac{kw \cdot m \cdot \sin \alpha}{k_2 v_{1\text{макс}} d_{\text{макс}}} \text{ м}. \qquad (218)$$

Пользуясь формулой (210), можно подобрать наиболее рациональную вагонетку; подставляя же ее емкость в формулу (211), определить состав поезда.

Если по изготовляющимся стандартным вагонеткам нельзя подобрать удельную емкость вагонетки, которая заполнялась бы при одном проходе экскаватора с выбранной емкостью черпака, то экскаватор должен работать, двигаясь вперед и назад вдоль поезда до полного заполнения всех вагонов поезда. При этом, как указывалось выше, будут происходить небольшие перебои в работе экскаватора во время его остановки для перемены хода. Поэтому в формулу производительности экскаватора необходимо ввести

потерю времени на осуществление N_1 числа проходов вдоль поезда. Обозначим выбранную удельную емкость вагонетки c буквою ρ, а потерю времени на изменение направления движения экскаватора буквою t_4 мин. Тогда число проходов экскаватора над выбранной вагонеткой будет равно частному от деления удельной емкости вагонетки ρ на линейную производительность экскаватора q_1:

$$N_1 = \rho : q_1$$

или, подставляя вместо ρ его значение из формулы (210), получаем:

$$N_1 = \frac{\rho v_1 k_1 k_3}{w \cdot m \cdot k}. \qquad (219)$$

Надо заметить, что емкость вагонетки следует подбирать так, чтобы N_1 было целое число, в противном случае коэфициент наполнения вагонетки k_3 будет мал или очень велик.

Время, необходимое на остановку и переключение моторов на обратный ход, учитывая, что первое переключение производится одновременно с переменой состава поезда, будет равно $(N_1 - 1)\, t_4$ мин.

Тогда промежуток времени, необходимый на маневры экскаватора для заполнения всего поезда, при подстановке вместо N_1 его значения из выражения (219), будет:

$$t_4' = \left(\frac{\rho v_1 k_1 k_3}{w \cdot m \cdot k} - 1\right) t_4 \text{ мин}. \qquad (220)$$

Промежуток времени между началом погрузки двух следующих поездов будет:

$$\frac{ck_1k_3}{w \cdot m \cdot k} n + \left(\frac{\rho v_1 k_1 k_3}{kw \cdot m} - 1\right) t_4 + t_2 \text{ мин}.$$

А сменная производительность экскаватора:

$$Q = \frac{60 T \eta}{\frac{ck_1k_3}{wm \cdot k} n + \left(\frac{\rho v_1 k_1 k_3}{kw \cdot m} - 1\right) t_4 + t_2} \cdot \frac{ck_3}{k_2} n \text{ м}^3. \qquad (221)$$

Отсюда:

$$cn = \frac{Q\,[(\rho v_1 k_1 k_2 - kw \cdot m)\, t_4 + kw \cdot m\, t_2] k_2}{60\, T \eta k k_3 w \cdot m - Q k_1 k_2 k_3} \text{ м}^3 \text{ в плотн. теле}. \qquad (222)$$

§ 121. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МНОГОКОВШЕВОГО ЭКСКАВАТОРА

Выяснение метода определения наивыгоднейшей производительности многоковшевого экскаватора также произведем на примере.

Пример. Предполагается применить для разработки наносов мощностью 20 *м*, состоящих из песков и суглинков, многочерпаковый экскаватор на рельсовом ходу фирмы Любек с емкостью черпака 0,75 $м^3$ и числом опоражниваний в минуту 18. Требуется определить наивыгоднейшую производительность экскаватора.

Решение.

Определение емкости состава поезда

По приведенным выше таблицам находим, что для суглинков:

коэфициент трудности разработки . . . . . $k_1 = 1$
коэфициент разрыхления . . . . . $k_2 = 1{,}2$
общий коэфициент наполнения . . . . . $K = \frac{k}{k_2} = 0{,}7$
откуда коэфициент заполнения ковша: $k = Kk_2 = 0{,}7 \times 1{,}2 = 0{,}84$
коэфициент использования экскаватора во времени, при работе в три смены . . . . . $\eta = 0{,}75$

Примем:

1) продолжительность смены . . . . . $T = 7$ час.
2) потеря времени на перестановку поездов . . . . . $t_2 = 2$ мин.
3) для первых ориентировочных подсчетов коэфициент наполнения вагонетки . . . . . $k_3 = 1$.

Тогда максимальная сменная производительность экскаватора при погрузке в отвал будет:

$$Q = \frac{60 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84}{1 \cdot 1{,}2} \cdot 7 \cdot 0{,}75 = 2\,975\ м^3 \text{ в плотном теле.}$$

По формуле (206) находим линейную производительность выбранного экскаватора при скорости движения экскаватора $v_1 = 6$ м/мин; 8 м/мин; 10 м/мин. и 12 м/мин.

При $v_1 = 6$ м/мин.; $q_1 = \frac{0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84}{6 \cdot 1} = \frac{11{,}34}{6} = 1{,}89\ м^3$.

При $v_1 = 8$ м/мин.; $q_1 = \frac{0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84}{8} = 1{,}42\ м^3$.

При $v_1 = 10$ м/мин.; $q_1 = \frac{0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84}{10} = 1{,}13\ м^3$.

При $v_1 = 12$ м/мин.; $q_1 = \frac{0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84}{12} = 0{,}95\ м^3$.

Внутри нашего Союза изготовляются следующие вагонетки:

Емкость вагонетки в $м^3$	Длина между буферами в $м^3$	Удельная емкость в $м^3$	Ширина колеи в мм
2	3,234 (нетормозная)	0,62	750
3	4,200	0,715	750
3	3,500 (нетормозная)	0,86	750
4	3,785	1,05	750
5,0	6,000	0,83	750
5,5	3,971 (нетормозная)	1,38	750
15,4	10,190	1,51	1 524

Сравнивая удельную емкость вагонеток с вычисленными выше, находим, что для выбранного экскаватора наиболее подходят вагонетки емкостью 5,5 $м^3$ и 15,4 $м^3$ при скорости экскаватора 8 м/мин. При применении этих вагонеток экскаватор будет заполнять поезд при одном проходе, причем коэфициент наполнения у вагонетки емкостью 5,5 $м^3$ будет:

$$k_3 = \frac{1{,}42}{1{,}38} = 1{,}03, \text{ а вагонетки } 15{,}4\ м^3 - k_3 = \frac{1{,}42}{1{,}51} = 0{,}94.$$

Из импортных большегрузных вагонеток наиболее подходит вагонетка завода Крупп с емкостью 16 $м^3$, длиной 9,1 м, и вагонетка емкостью 20 $м^3$, длиной 10,9 м. Удельная емкость этих вагонеток соответственно равна 1,76 и 1,83.

Емкость поезда рассчитываем по формуле (201):

$$cn = \frac{Qw \cdot m \cdot t_2 k \cdot k_3}{60\ T\eta w \cdot m \cdot k \cdot k_3 - Qk_1k_2k_3}\ м^3. \qquad (201)$$

Для того чтобы емкость поезда была реальной величиной, необходимо соблюдение неравенства:

$$Q < \frac{60\ T\eta w \cdot m \cdot k}{k_1 k_2}\ м^3,$$

или, подставляя числовые величины, получим:

$$Q < \frac{60 \cdot 7 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84}{1 \cdot 1{,}2},$$

т. е. $Q < 2\,975\ м^3$.

Зададимся производительностями 2 000 $м^3$, 2 200 $м^3$, 2 400 $м^3$, 2 600 $м^3$ и 2 750 $м^3$ и определим для них емкость состава поезда.

Для облегчения вычислений подставим в формулу (201) цифровые значения всех постоянных величин для принятых условий работы и принятого экскаватора и после этого формулу преобразуем в удобный для графического построения вид.

Сначала рассмотрим случай с применением вагонеток с ручным опрокидыванием, изготовляющихся в нашем Союзе.

Вагонетки емкостью 5,5 $м^3$. Подставим цифровые значения для случая применения вагонеток емкостью 5,5 $м^3$:

$$cn = \frac{Q \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 2 \cdot 0{,}84 \cdot 1{,}2}{60 \cdot 7 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84 \cdot 1{,}03 - Q \cdot 1 \cdot 1{,}2 \cdot 1{,}03}$$

или

$$cn = \frac{27{,}21 \cdot Q}{3677{,}1 - 1{,}236\,Q}. \qquad (223)$$

Для сокращения письма и наглядности введем следующие обозначения:

$$cn = y;\ Q = x$$
$$27{,}21 = e$$
$$3677{,}1 = a$$
$$1{,}236 = b$$

Тогда выражение (223) примет вид:

$$y = \frac{ex}{a - bx}. \qquad (224)$$

Это уравнение представляет собой уравнение гиперболы.

Для удобства построения гиперболы преобразуем формулу, заменив числитель более сложным выражением, а именно:

$$ex = (a - bx)\left(-\frac{e}{b}\right) + \frac{ae}{b}. \qquad (225)$$

Подставив выражение (225) вместо ex в формулу (224), будем иметь:

$$y = \frac{-(a - bx)\frac{e}{b} + \frac{ae}{b}}{a - bx} \quad \text{или} \quad y = -\frac{e}{b} + \frac{\frac{ae}{b}}{(a - bx)}$$

или, вынеся в знаменателе второй член правой части уравнения за скобку, получим:

$$y = -\frac{e}{b} + \frac{\frac{ae}{b^2}}{\frac{a}{b} - x}.$$

Откуда

$$y + \frac{e}{b} = -\frac{\frac{ae}{b^2}}{x - \frac{a}{b}}. \qquad (226)$$

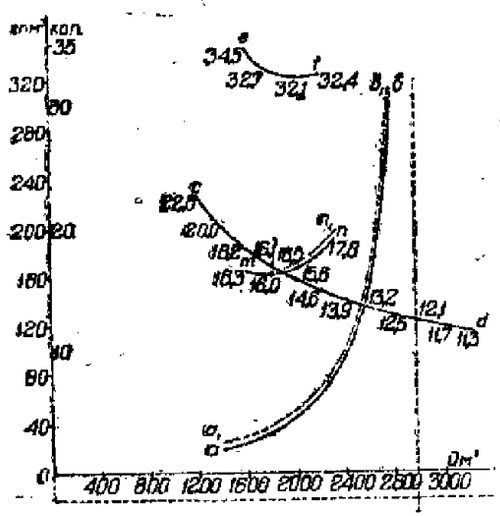


Рис. 330.

Подставив вместо букв их числовые значения и произведя арифметические действия, будем иметь:

$$y + 22 = -\frac{65\,523{,}1}{x - 2\,975}. \qquad (227)$$

Пользуясь этим уравнением, произведем построение гиперболы ab (рис. 330); для этого вычислим значение y при $x = 2\,000$ $м^3$. Тогда $y = 45{,}2$.

По построенной кривой находим, что при добыче в смену:

2 000 $м^3$	емкость поезда . . .	45 $м^3$
2 200 „	„ „ . . .	52 „
2 400 „	„ „ . . .	93 „
2 600 „	„ „ . . .	155 „
2 750 „	„ „ . . .	268 „

Вагонетки емкостью 15,4 $м^3$. Подставляя в выражение (201) цифровые значения для случая применения вагонетки емкостью 15,4 $м^3$:

$$cn = \frac{Q \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 2 \cdot 0{,}84 \cdot 1{,}2}{7 \cdot 60 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84 \cdot 0{,}94 - Q \cdot 1 \cdot 1{,}2 \cdot 0{,}94}$$

или

$$cn = \frac{27{,}21 \cdot Q}{3\,855{,}8 - 1{,}128\ Q},$$

делая преобразования, получаем:

$$y + 24{,}1 = -\frac{71\,785{,}6}{x - 2\,975}.$$

При $x = 2\,000$

$$y = 49{,}5.$$

По построенной гиперболе ($a'b'$ рис. 330) находим, что при добыче:

2 000 $м^3$	емкость поезда	$cn =$ 49,5 $м^3$
2 200 „	„ „	$cn =$ 69,0 „
2 400 „	„ „	$cn =$ 100,0 „
2 600 „	„ „	$cn =$ 165,0 „
2 750 „	„ „	$cn =$ 292,0 „

Определение стоимости работы экскаватора.

Амортизация.

Вес экскаватора — 560 *т*.

Стоимость 1 *т* конструкции по данным фирмы Любек — 1 590 марок или $0{,}47 \cdot 1590 = 747{,}3$ руб.; принимаем с округлением 750 руб. Полная стоимость экскаватора франко-завод-изготовитель — $750 \times 560 = 420\,000$ руб.

За иностранный кредит, расходы по торговому представительству и фрахт до границы 22%.

$420\,000 \times 0{,}22 =$	92 500 руб.
Итого инвалюты . . .	512 400 руб.
Пошлина — 32%	164 000 руб.
Фрахт до рудника	5 200 „
Монтаж 15% от 420 000 р.	63 000 „
Итого стоимость экскаватора франко-рудник	744 600 руб.
Стоимость 1 *т* лома	60 руб.
Стоимость всего лома: 60×560	33 600 „
Срок существования	10 лет

Сумма ежегодного погашения:

$$A = \frac{744\,600 - 33\,600}{10} = 71\,100 \text{ руб.}$$

Проценты на капитал. Исчисляем из 8 годовых процентов, тогда за год:

$$B = 744\,600 \times 0{,}08 = 60\,000 \text{ руб.}$$

Рабочая сила. Прямая заработная плата:

машинисты при окладе 250 р. в месяц за год . . .	9 000 руб.
пом. машиниста „ 200 р. „ „ „ „ . . .	7 200 „
люковой „ 100 р. „ „ „ „ . . .	3 600 „
смазчик „ 100 р. „ „ „ „ . . .	3 600 „
низовая бригада по 4 человека в смену при оплате 2 р. в смену $2 \times 4 \times 3 \times 280$	6 700 „
Итого	30 100 руб.
Начисления на зарплату (16,75%): $30\,100 \cdot 0{,}1675$ . . .	5 040 „
Жилстроительство и коммунальные услуги $197 \cdot 24 \cdot 1{,}36$	6 430 „

где: 197 р. — расходы в год по содержанию казарм и квартир
24 — фактическое количество задолженных людей.
1,36 — коэфициент перехода от фактического числа людей к списочному

Итого по заработной плате . . $C = 41\,570$ руб.

Таким образом, по аналогии с одночерпаковым экскаватором постоянные расходы составят сумму $A + B + C$, равную 172 670 руб.

На 1 $м^3$ вынутой породы:

$$a = \frac{172\,670}{Q'} \qquad (228)$$

где Q' — годовая производительность экскаватора в $м^3$.

Ремонт. Примем величину расходов на ремонт равной 10% от первоначальной стоимости экскаватора при работе его на полную нагрузку. Тогда расход на 1 $м^3$ вынутой породы будет:

$$D = \frac{744\,600 \cdot 10}{100 \cdot 2\,970 \cdot 3 \cdot 280} = 3 \text{ коп.}$$

Энергия. Расход энергии принимаем равным 0,6 *kW/ч.* на 1 $м^3$ породы.

Стоимость 1 *kW/ч*—3 коп.

Тогда расход на энергию для выемки 1 $м^3$

$$E = 3{,}0 \times 0{,}6 = 1{,}8 \text{ коп.}$$

Смазка и обтирка. Примем 25% от стоимости энергии, т. е.

$$F = 1{,}8 \times 0{,}25 = 0{,}5 \text{ коп.}$$

Суммарная величина постоянных расходов на 1 $м^3$ будет:

$$D + E + F = 3 + 1{,}8 + 0{,}5 = 5{,}3 \text{ коп.}$$

Тогда полная стоимость экскавации 1 $м^3$ породы:

$$G = \frac{17\,267\,000}{Q'} + 5{,}3 \text{ коп.} \qquad (229)$$

При сменной добыче 2 000 $м^3$

$$G = \frac{17\,267\,000}{2\,000 \cdot 3 \cdot 280} + 5{,}3 = 15{,}6 \text{ коп.}$$

Строим гиперболу *cd* (рис. 330), по которой находим следующие значения G для разных сменных производительностей Q:

Q $м^3$	G коп.
1 200	22,5
1 600	18,2
2 000	15,6
2 400	13,9
2 800	12,5
3 200	11,7

Определение стоимости откатки. Стоимость откатки вычисляем по формуле (159) для случая с ручным опрокидыванием:

$$a_1 = \left[1 + \frac{Q\left(\frac{120L}{v_2} + t_8\right)}{7 \cdot 0{,}75 \cdot 60\ cn} + \frac{Qt_9}{7 \cdot 0{,}75 \cdot 60}\right]\left[cn\,(r_1\beta + r_2) + p_0\,m\,N\right] + p_2\,m\,\frac{cn}{c}. \qquad (159)$$

Положим, что:

расстояние откатки . . . . . $L = 3$ *км*.
скорость движения поездов . . . . . $v_2 = 12$ *км/час*.
простои поезда и его маневры в пути без простоев под погрузкой и разгрузкой . . . . . $t_8 = 10$ мин.
время, необходимое на разгрузку 1 $м^3$ породы . . . $t_9 = 0{,}5$ мин.
число электровозов в поезде . . . . . $N = 1$.
число смен . . . . . $m = 3$.
емкость вагона . . . . . $c = 5{,}5$ и 15,4.
стоимость содержания в год поездной бригады . . . $p_0 = 2\,500$ руб.
стоимость содержания в год бригады для разгрузки вагонеток емкостью в 3 $м^3$ . . . . . $p_2 = 750$ руб.
расходы в год по содержанию электровозов на 1 $м^3$ емкости состава (амортизация, проценты на капитал, ремонт) . . . . . $r_1\beta = 295$ руб.
расходы по содержанию вагонного парка на 1 $м^3$ емкости состава (амортизация, проценты на капитал, ремонт) . . . . . $r_2 = 90$ руб.

Подставляя в формулу вместо букв приведенные выше значения, получим:

$$a_1 = \left[1 + \frac{Q\left(\frac{120 \cdot 3}{12} + 10\right)}{315\ cn} + \frac{Q \cdot 0{,}5}{315}\right][cn\,(295 + 90) + 2\,500 \cdot 3 \cdot 1\} + 750 \cdot 3 \cdot \frac{cn}{3}$$

$$a_1 = \left[1 + 0{,}127\,\frac{Q}{cn} + 0{,}00158\,Q\right][385\ cn + 7\,500\} + 750\,cn \qquad (230)$$

Подставляя вместо cn полученные нами выше числовые значения для емкости вагона в 5,5 и 15,4 $м^3$, соответствующие разным значениям Q, будем иметь:

При Q $м^3$	Емкость вагона 5,5 $м^3$			Емкость вагона 15,4 $м^3$		
	cn $м^3$	a_1 руб.	расход на 1 $м^3$ в коп.	cn $м^3$	a_1 руб.	расход на 1 $м^3$ в коп.
1 600	24	219 000	16,8	29,0	219 200	16,3
1 800	32	241 200	16,0	37,0	244 900	16,2
2 000	45	276 840	16,5	49,5	264 200	16,9
2 200	62	328 500	17,8	69,0	341 600	18,4
2 400	93	—	—	100,0	—	—
2 600	155	—	—	165,0	—	—
2 750	268	—	—	292,0	—	—

По данным этой таблицы построены кривые mn и m_1n_1 (рис. 330). Суммируя расходы по откатке и по экскавации, приходящиеся на 1 $м^3$ вынутой породы, получаем кривую ef для вагонеток емкостью 5,5 $м^3$.

По характеру кривой видим, что наивыгоднейшая производительность экскаватора при применении вагонеток с ручной разгрузкой равна 1 800 $м^3$ в час.

При вагонах с автоматическим опрокидыванием годовой расход на откатку вычисляем по формуле (160):

$$a_1' = \left[1 + \frac{Q\left(\frac{120\,L}{v_2} + t_8 + t_9'\right)}{7 \cdot 0{,}75 \cdot 60 \cdot cn}\right][cn\,(r\beta + r_2) + p_0\ mN]. \qquad (160)$$

В этой формуле принимаем все те же значения, что и для вагонов без автоматического опрокидывания, а t_9' представляет собой время разгрузки поезда, которое для нашего случая примем равным 4 мин.

Емкость поезда определяем для импортных вагонов емкостью в 16 $м^3$ и 20 $м^3$.

Вагоны емкостью в 16 $м^3$. Для вагонов емкостью 16 $м^3$ при длине их между буферами 9,1 *м* удельная емкость будет: $\rho = \frac{16}{9{,}1} = 1{,}76$, а коэффициент наполнения вагонетки при скорости движения экскаватора 6 *м/мин.*:

$$K_3 = \frac{1{,}89}{1{,}76} = 1{,}07.$$

Подставляя эти данные в формулу (201), получаем:

$$cn = \frac{Q \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 2 \cdot 0{,}84 \cdot 1{,}2}{60 \cdot 7 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84 \cdot 1{,}07 - Q \cdot 1{,}2 \cdot 1{,}07}$$

или

$$cn = \frac{27{,}21Q}{3\,822 - 1{,}284Q} \qquad cn + 21{,}2 = \frac{63\,025}{Q - 2976}.$$

При $Q = 2000$, $cn = 43{,}5$ $м^3$.

Вагоны емкостью 20 $м^3$. Для вагонов емкостью 20 $м^3$ при длине их 10,9 $м$ удельная емкость $\rho = \frac{20}{10{,}9} = 1{,}83$, а коэфициент наполнения вагона при скорости движения экскаватора 6 $м$/мин.

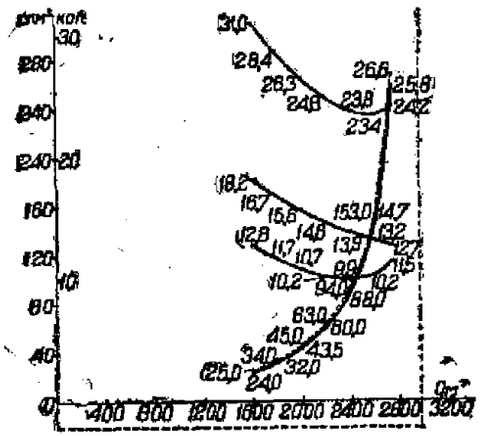


Рис. 331.

$$K_в = \frac{1{,}89}{1{,}83} = 1{,}03.$$

Тогда:

$$cn = \frac{27{,}21Q}{3\,680 - 1{,}236Q}$$

$$cn + 22{,}0 = \frac{65\,446}{Q - 2\,977}.$$

При

$$Q = 2.000, \quad cn = 45 \ м^3.$$

По полученным точкам строим гиперболы: для вагонов емкостью 16 $м^3$ ab и для вагонов емкостью 20 $м^3$ a_1b_1 (рис. 331).

Кривая стоимости экскавации 1 $м^3$ останется, та же, что и в первом случае.

Стоимость откатки вычисляем по формуле (160), подставив в нее вместо букв соответствующие постоянные числовые значения. Тогда:

$$a_1 = \left[1 + 0{,}14\,\frac{Q}{cn}\right][385\,cn + 7500]. \qquad (231)$$

Результаты вычислений сводим в таблицу.

Q $м^3$	cn $м^3$	Стоимость экскавации 1 $м^3$ породы в коп.	a_1 руб.	Стоимость откатки 1 $м^3$ в коп.	Суммарная стоимость 1 $м^3$ экскавации + + откатка в коп.
		При вагоне емкостью 16 $м^3$			
1 600	24	18,2	172 680	12,83	31,03
1 800	32	16,7	176 670	11,70	28,40
2 000	43	15,6	180 750	10,75	26,33
2 200	60	14,6	188 800	10,20	24,80
2 400	88	13,9	200 000	9,95	23,85
2 600	147	13,2	228 400	10,24	23,44
2 750	258	12,7	267 500	11,55	24,25
		При вагоне емкостью 20 $м^3$			
1 600	25	18,2	171 500	12,78	30,98
1 800	34	16,7	173 880	11,50	28,20
2 000	45	15,6	179 280	10,66	26,26
2 200	63	14,6	188 900	10,20	24,80
2 400	94	13,9	200 600	10,21	24,11
2 600	153	13,2	224 800	10,31	23,51
2 750	266	12,7	269 500	11,85	24,35

Из таблицы и по характеру кривой суммарной стоимости добычи 1 $м^3$ породы видим, что наивыгоднейшая производительность экскаватора при

применении вагонеток с автоматической разгрузкой будет около 2 600 $м^3$ в смену.

Определим наивыгоднейшую производительность того же экскаватора, но при применении вагона еще большей емкости. Возьмем саморазгружающийся вагон завода Крупп емкостью 30 $м^3$, длина которого равна 10 $м$. Удельная емкость этого вагона $\rho = \frac{30}{10} = 3$ $м^3$. Для наполнения такого вагона, согласно выражению (210), экскаватор должен иметь скорость поступательного движения:

$$v_1 = \frac{0{,}75 \cdot 0{,}84 \cdot 18}{3} = 3{,}78 \ м.$$

Согласно выражению (217) при найденной скорости для получения принятого коэфициента наполнения черпака толщина стружки:

$$d = \frac{kwm \sin\alpha}{k_в h v_1} = \frac{0{,}84 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot \sin 45}{1{,}2 \cdot 20 \cdot 3{,}78} = 0{,}09 \ м.$$

Если порода позволяет получить стружку указанной толщины, то указанный вагон может быть применен; если же благодаря крепости породы такую стружку экскаватор взять не может, то коэфициент наполнения ковша k, что ясно видно из формулы (217), будет меньше, а следовательно и вагон при одном проходе не будет заполняться достаточно полно. Это влечет за собой нерациональное использование всего оборудования откатки. Чтобы этого не было, необходимо заставить экскаватор делать повторные проходы вдоль поезда или протягивать поезд под экскаватором. Последнее мероприятие осложняет организацию откатки, в особенности в то время, когда экскаватор движется против направления грузового потока, так как в этом случае поезд необходимо осаживать. Первое же мероприятие снижает производительность экскаватора. Рассмотрим этот случай.

Допустим, что толщина стружки не может быть более 0,04, тогда наивыгоднейшая скорость экскаватора по формуле (217) должна быть:

$$v_1 = \frac{kwm \sin\alpha}{k_в d h} = \frac{0{,}84 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot \sin 45}{1{,}2 \cdot 0{,}04 \cdot 20} = 8{,}3 \ м/мин.$$

Принимаем кругло $v_1 = 8$ $м$/мин. Тогда число повторных проходов экскаватора вдоль поезда:

$$N = \frac{3 \cdot 8}{0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84} = 2{,}12.$$

Принимаем $N = 2$, тогда коэфициент наполнения вагона по формуле (210) будет:

$$k_з = \frac{0{,}75 \cdot 18 \cdot 0{,}84 \cdot 2}{3 \cdot 8} = 0{,}95.$$

Емкость поезда определяем по формуле (222), из которой:

$$cn = \frac{Q\left[(\rho v_1 k_1 k_з - kwm)t_4 - kwmt_3\right]k_в}{60\,T\eta\,kk_2w \cdot m - Qk_1k_2k_в},$$

где t_4 — потери времени на перемену направления движения экскаватора в нашем случае допустим $= 1$ $мин$.

$$cn = \frac{Q(3 \cdot 8 \cdot 0{,}95 - 0{,}84 \cdot 0{,}75 \cdot 18 + 0{,}84 \cdot 0{,}75 \cdot 18 \cdot 2)\,1{,}2}{60 \cdot 7 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}84 \cdot 0{,}95 \cdot 0{,}75 \cdot 18 - Q \cdot 1{,}2 \cdot 0{,}95},$$

откуда:

$$cn = \frac{41Q}{3\,390 - 1{,}14Q}.$$

Поступая аналогично предыдущему, получаем следующую таблицу:

Q м³	cn м³	Стоимость откатки: сумма в год в руб.	Стоимость откатки: на 1 м³ в коп.	Стоимость экскавации 1 м³ в коп.	Суммарная стоимость 1 м³ экскавации + откатка
1 600	67	144 850	10,75	18,2	28,95
1 800	85	159 600	10,55	16,7	27,25
2 000	110	177 000	10,50	15,6	26,10
2 200	149	198 900	10,75	14,6	25,36
2 400	214	231 300	11,50	13,9	25,40
2 600	354	291 300	13,35	13,2	26,55

Из таблицы и диаграммы (рис. 332) видим, что наивыгоднейшая производительность экскаватора находится около 2 200 м³ в смену.

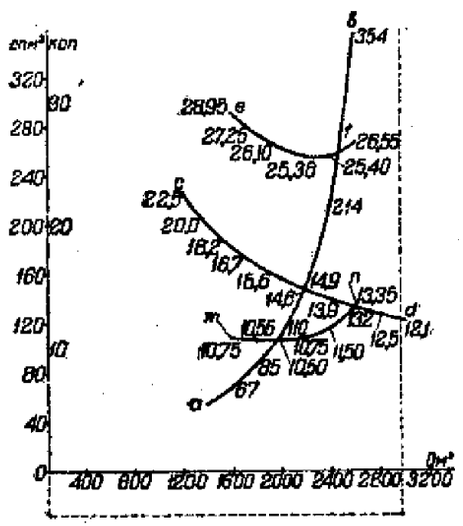


Рис. 332.

Заключение. 1) Необходимость повторных перемещений экскаватора вдоль поезда уменьшает наивыгоднейшую сменную производительность экскаватора.

2) Для получения максимальной наивыгоднейшей производительности экскаватора необходим выбор вагона, удельная емкость которого соответствовала бы линейной производительности экскаватора, т. е. за время прохода вдоль поезда расстояния, равного 1 м.

3) Производительность экскаватора находится в прямой пропорциональности с шириной и толщиной стружки, а также высотой забоя.

4) Скорость перемещения экскаватора при одной и той же ширине стружки обратно пропорциональна толщине стружки.

5) Наоборот, при одной и той же толщине стружки скорость перемещения экскаватора обратно пропорциональна ширине стружки.

6) Скорость поступательного движения экскаватора обратно пропорциональна высоте забоя при всех прочих одинаковых условиях работы.

7) Для рациональной работы экскаватора должна быть соблюдена определенная зависимость между: скоростью поступательного движения экскаватора, числом опрокидывающихся в минуту черпаков (шагом черпаковой цепи), шириной лезвея черпака, максимально возможной в разрабатываемой породе толщиной стружки, вертикальной высотой забоя и углом его откоса.

§ 122. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1) Какие факторы влияют на производительность экскаваторов (одночерпаковых и многочерпаковых) при работе с погрузкой в вагоны?

2) Выведите формулу производительности одночерпакового экскаватора при погрузке в отвал.

3) Выведите формулу производительности многочерпакового экскаватора при работе в отвал.

4) Выведите формулу производительности одночерпакового экскаватора при работе с погрузкой в поезда.

5) Выведите формулу производительности многочерпакового экскаватора при работе с погрузкой в поезда.

6) Что называется удельной емкостью вагонетки?

7) Что называется линейной производительностью многочерпакового экскаватора?

8) Какая существует зависимость между скоростью поступательного движения многочерпакового экскаватора и толщиной стружки?

9) Какая существует зависимость между скоростью поступательного движения многочерпакового экскаватора и высотой разрабатываемого забоя?

10) Какие процессы работы необходимо учитывать при определении наивыгоднейшей производительности экскаваторов?

§ 123. ЗАДАЧА

Определить наивыгоднейшую производительность многоковшевого экскаватора на гусеничном ходу с емкостью черпаков 400 л и числом опрокидываний в минуту 30 при разработке забоя высотой 12 м. Разрабатывается порода — супесок. Конструктивный вес экскаватора — 286 т. Расход энергии при экскавации — 0,4 kW-час на м³ при стоимости kW-часа 4 коп. Остальные необходимые для решения вопроса должны быть взяты из условия задачи 2, помещенной в § 109.

ГЛАВА ЧЕТЫРНАДЦАТАЯ

ПОДЪЕМ

§ 124. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При разработке глубокозалегающей горизонтальной или слабо-наклонной залежи, а чаще при разработке мощных крутопадающих залежей добытую породу или полезное ископаемое приходится поднимать на дневную поверхность.

В зависимости от условий работы, производительности карьера и высоты, на которую требуется поднять груз, подъём при современном состоянии техники может быть осуществлен:

1) *по наклонной или вертикальной шахте в клетях или скипах;* этот метод подъема обычно применяется при системе Глори-Хооль;

2) *по наклонной прямой траншее или, как говорят, по наклонному подъемнику, по уклону:*

а) в вагонетках малой емкости;

б) в вагонах большой емкости;

3) *по слабо-наклонной спиральной траншее;*

4) *кабель-кранами;*

5) *кранами.*

Подъем по шахте и по уклону (наклонному подъемнику) в вагонетках малой емкости описывается в специальном курсе при изучении подземных разработок, а поэтому на этих методах подъема мы останавливаться не будем.

Подъем по спиральной траншее или по тупиковым заездам является, в сущности, откаткой подвижными двигателями по слабо-наклонным путям и никаких особенностей от обычной откатки не имеет, а поэтому на описании этого метода мы останавливаться не будем. Отметим только, что при методе подъема по спирали или тупиковому заезду вагонетки или вагоны, погруженные в забое, откатываются на отвал, склад, фабрику или станцию железной дороги без какой бы то ни было перегрузки или специальных маневров. При всех же других указанных выше методах подъема требуется или перегрузка (подъем по шахте в скипах), или более или менее сложные маневры, требующие дополнительной работы (постановка вагонеток в клеть при шахтном подъеме, прицепка вагонеток или вагонов к канату при наклонных подъемниках, кранах и кабель-кранах).

В дальнейшем изложении подробно остановимся на способах подъема, применяющихся в области горного дела только на открытых разработках.

§ 125. ПОДЪЕМ ПО НАКЛОННОМУ ПОДЪЕМНИКУ В ВАГОНАХ БОЛЬШОЙ ЕМКОСТИ

Увеличение масштаба работ карьера потребовало применения экскаваторов с большой производительностью, а эти последние повлекли за собой применение для откатки вагонов большой емкости. Поезда, составленные из таких вагонов, желательно было выдавать на дневную поверхность без перегрузки у подъемных устройств.

До двадцатых годов настоящего столетия такую выдачу можно было осуществить только подъемом или вернее откаткой по спиральной траншее. Но, как мы видели, откатка по спирали имеет ряд недостатков, которых желательно было избежать. Тогда возникла мысль для подъема поездов, составленных из большегрузных вагонов, использовать прямую наклонную траншею, по которой обычно производился подъем в вагонах малой емкости. Для осуществления этой цели, в виду большого веса каждого вагона в отдельности и всего поезда в целом, прежде всего необходимо было обеспечить прочность сцепления вагонов между собою и прочность прицепки всего поезда к канату. Требуемую прочность соединений не могли

Рис. 333.

удовлетворить обыкновенные вагонные сцепки и способ прицепки поезда к канату, которые обычно применяются на уклонах для вагонов малой емкости. Выход из положения был найден в применении для прицепки поезда специального вагона-*толкача*, который прочно присоединяется к концу каната. Толкач при ходе в гору толкает поставленный перед ним груженый поезд, а при ходе под гору поддерживает скатывающийся по рельсам порожний поезд. При таком способе вагонные сцепки вовсе не работают, а всю тяжесть поезда принимает на себя толкач, и сцепления между поездом и толкачом вовсе не требуется.

Наклонные подъемники могут быть устроены:

1) *Однодействующими*, т. е. производящими подъем груза и спуск порожняка по одному и тому же пути, а по второму пути движется противовес.

2) *Двудействующими*, т. е. производящими подъем груза попеременно по обоим путям. У этого типа подъемников противовесом служит порожняк, спускающийся в карьер при подъеме груженого поезда.

Для того чтобы иметь возможность производить маневры на горизонтальных площадках, а также для осуществления более равномерной нагрузки на подъемную лебедку, обычно применяется *хвостовой канат*. Хвостовой канат прикрепляется к одному тягачу и идет через оборотные ролики, установленные на нижней приемной площадке (в карьере), к другому тягачу или противовесу.

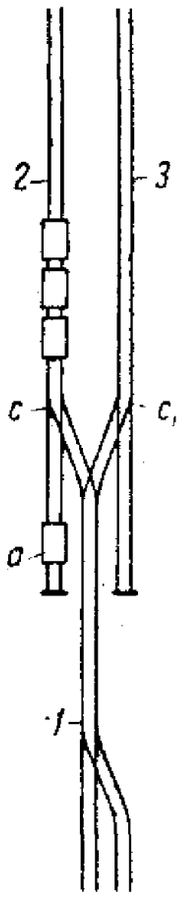


Рис. 334.

На рис. 333 изображена фотография подъемника, осуществленного на одном буроугольном германском руднике, а на рис. 334 — схема нижней приемной площадки этого подъемника.

На схеме толкач обозначен буквою *a*.

Для того чтобы облегчить маневры на верхней и нижней площадках уклона, поезд с толкачом не соединяется вовсе. Благодаря этому поезд, прибыв на горизонтальную площадку, автоматически останавливается, а толкач может продолжать свое движение. Для возможности такого движения оба толкача соединены хвостовым канатом, который проходит через оборотные шкивы *d*, установленные на вышке *A*, помещающейся на нижней приемной площадке (нижней станции) (рис. 333). Подъемная лебедка обычно устанавливается на верхней приемной площадке, а место машиниста располагается таким образом, чтобы машинист мог видеть весь уклон.

Схемы расположения путей на приемных площадках могут быть различны. Приведем некоторые из них.

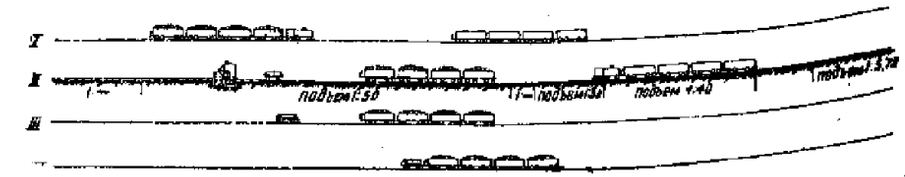
Схемы нижних приемных площадок

Схема I (рис. 334). Порожний состав спускается по пути *2*; на нижней приемной площадке поезд останавливается около стрелки *c*, а толкач *a* при помощи хвостового каната отводится в тупик, находящийся на продолжении пути *2*. К порожнему поезду подходит локомотив и вытягивает его на путь *1*, идущий к забоям карьера. После отвода с пути *2* порожнего поезда на этот путь подается груженый поезд, после чего локомотив отходит, а к груженому поезду подтягивается тяговым канатом толкач *a*, который при дальнейшем своем движении по наклонному подъемнику толкает впереди себя весь поезд. В это же время по пути *3* спускается вторым толкачом порожний состав, который останавливается около стрелки c_1, а толкач оттягивается в тупик, представляющий собой продолжение пути *3*. После этого на пути *3* производятся такие же маневры, как на пути *2*.

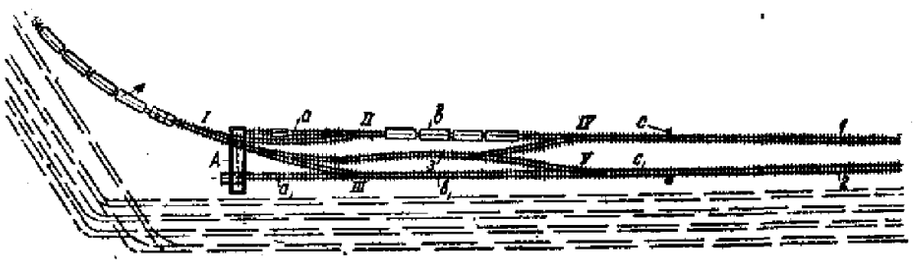
Недостаток этой схемы заключается в том, что при ней отвод порожнего поезда с путей подъемника и подвод к ним груженого состава производится по одному пути (путь *1*), а поэтому на производство описанных маневров требуется довольно значительный промежуток времени.

Схема II (рис. 335, фиг. *1*). В этой схеме избегнуто сложное и связанное с большой потерей времени маневрирование при приходе нагруженного и отходе порожнего поездов. Два пути наклонного подъемника на нижней

приемной площадке разветвляются на три пути, образуя довольно сложный разъезд с двумя тупиками *a* и a_1. Опустившийся по наклонному подъемнику порожний состав останавливается на разъезде в месте *c* или c_1, в зависимости от того, по какому пути (*1* или *2*) производится опускание порожняка. Локомотив во главе груженого поезда, подойдя к разъезду по стрелкам *I* и *II* или *I* и *III*, переходит на боковые пути разъезда и в местах *b* или b_1 оставляет груженый поезд; затем подходит к порожнему поезду, стоящему в местах *c* или c_1, и через стрелки *IV* или *V* по среднему пути *3* уходит из пределов разъезда и направляется по пути *5* в забой. После удаления порожняка с путей *1* или *2* начинают подтягивать толкач, который подходит к оставленному груженому составу и вытягивает его по подъемнику на дневную поверхность. Таким образом в описываемой схеме смена поездов производится без излишних маневров. На схеме буквой *A* обозначено устройство для укрепления шкивов для хвостового каната.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 335.

При трогании с места нагруженного поезда толкачом неизбежны толчкообразные напряжения канатов и двигателя подъемной лебедки. Для смягчения этих толчков на нижней приемной площадке делается следующее устройство. Крайние пути разъезда в тех местах, где оставляется груженый поезд, делаются с уклоном в 0,020 в сторону подъемника (рис. 335, фиг. 2). Пришедший в место *b* и b_1 нагруженный поезд после отцепки от электровоза, благодаря уклону пути, неизбежно должен покатиться самокатом в сторону подъемника. Для того чтобы этого до поры до времени не было, он задерживается при помощи *электрической блокировки*. После того как освободился путь для подъема груженого поезда, начинает двигаться тягач, который в определенный момент разъединяет блокировку, отчего груженый поезд начинает двигаться по уклону самокатом и постепенно развивает скорость. Тягач нагоняет поезд в тот момент, когда он уже развил достаточную скорость. После этого поезд переходит на подъем, и тягач начинает его тянуть по подъемнику. Благодаря такому устройству получается мягкое соприкосновение буферов тягача с буферами поезда и избегаются толчки. На рис. 335, фиг. *2*, изображены четыре характерных поло-

жения поезда, а на рис. 336 — фотография нижней станции, устроенной по описанной схеме.

Схема III. На рис. 337 изображена в плане схема наклонного подъемника, предназначенного для обслуживания одновременно двух уступов: *I* и *II*, и который по мере углубления разработок, т. е. при переходе разработок на нижележащие уступы *III* и *IV* должен удлиняться без перерыва в обслуживании разрабатывающихся уступов (*I* и *II*) и вести подготовку нижележащих уступов.

Удлинение подъемника производится со стороны забоя *bc*. Уклон двудействующий, но на каждый уступ заходит один тягач, для которого на уступах устроены тупики: на уступе *I* — тупик *a*, а на уступе *II* — тупик a_1.

Рис. 336.

Порожние составы уколят, а груженые составы подаются из забоев на уклон по путям *A* и A_1. При углубке подъемника выдача породы сначала производится при помощи дополнительного оборудования, напр. кранов, а затем, когда уклон будет пройден на достаточную длину и будет разработано место для устройства станции на нижележащем уступе, дальнейшую подготовку уже сможет обслуживать подъемник. Для этого тягач должен будет по очереди заходить то на вышележащие уступы, то на нижележащие, вновь подготовляемые уступы.

Схемы верхних приемных станций (площадок)

Схемы для случая, когда обогатительная фабрика расположена в непосредственной близости к подъемнику. В этом случае рациональнее всего подъемником подавать вагоны непосредственно до бункеров фабрики.

На рис. 338, фиг. *1* и *2*, изображена схема такого оборудования. Буквою *A* обозначена наклонная траншея подъемника, *B* — эстакада, соединяющая устье траншеи с бункерами фабрики, *C* — приемные бункеры фабрики,

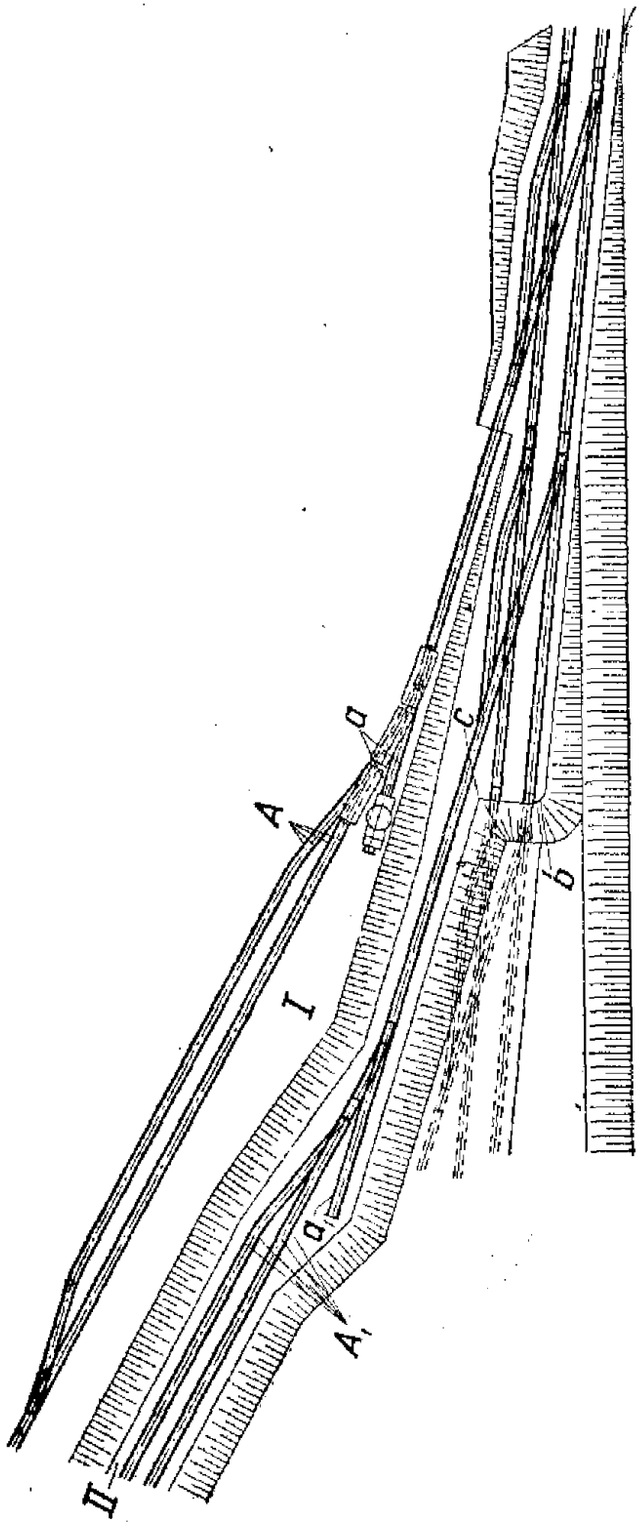
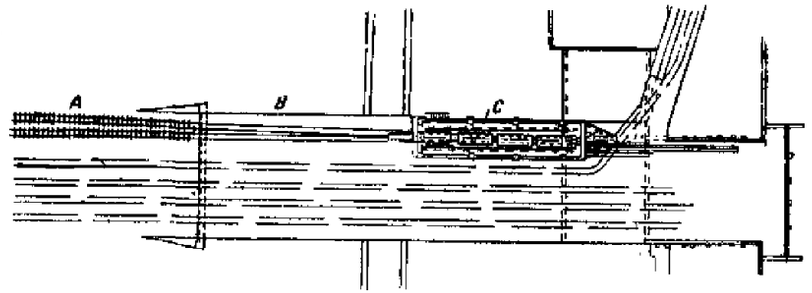


Рис. 337.

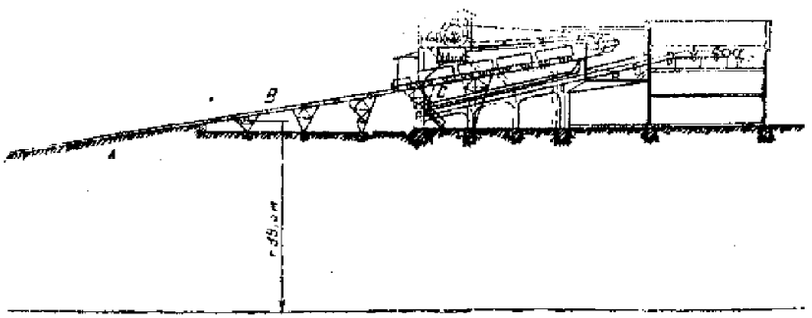
Д — здание фабрики, в котором помещается и машинное отделение для лебедки наклонного подъемника.

Схема для случая, когда место разгрузки вагонов находится в отдалении от карьера. В этом случае требуется локомотивная откатка от устья наклонной траншеи до места разгрузки. Для того чтобы избежать маневрирования, которое неизбежно влечет за собой потерю времени, на верхней площадке разъезд устраивается следующим образом (рис. 339, фиг. *1* и *2*).

От путей *1* и *2* наклонного подъемника (фиг. *1*) при выходе на дневную поверхность ответвляется один средний путь (*3*). Начиная от стрелок этот путь имеет уклон в сторону от устья траншеи (фиг. *2*). За машинным зданием *А* все три пути соединяются в один путь, причем крайние пути *1* и *2* имеют уклон к устью траншеи.



Фиг. 1.

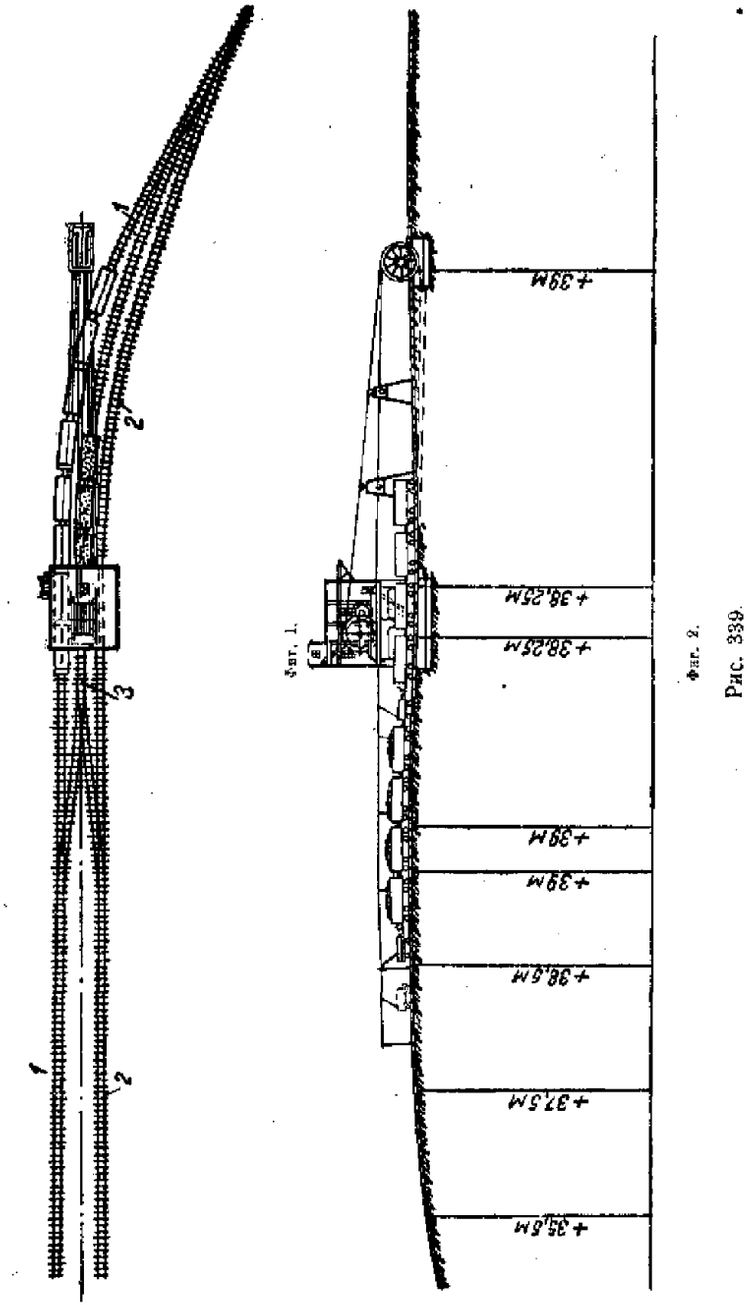


Фиг. 2.

Рис. 338.

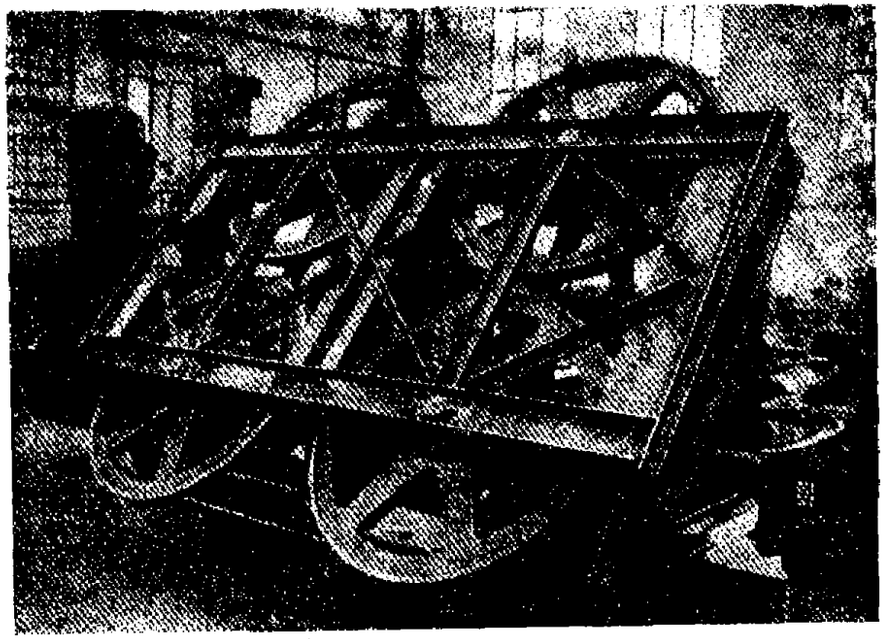
Груженый поезд при выходе на поверхность выталкивается толкачом на средний путь, благодаря уклону которого поезд самокатом продвигается дальше, а тягач *а* продолжает двигаться по *1* или *2* пути, в зависимости от того, по какому пути он двигался по подъемнику. Груженый поезд, дойдя до нижнего места пути *3*, останавливается. После этого к нему подходит локомотив, который прицепляется к поезду и отвозит поезд к месту разгрузки.

Порожние составы, поданные на уклоны крайних путей, задерживаются на них при помощи электрической блокировки. Когда тягач, вытолкнув груженый поезд на путь *3*, продолжает двигаться по пути *1* или *2*, то при подходе к порожнему составу он выключает блокировку, после чего поезд может двигаться. Для того чтобы тягач мог провести порожний состав по подъему пути к устью наклонной траншеи, его буфер намагничивается.

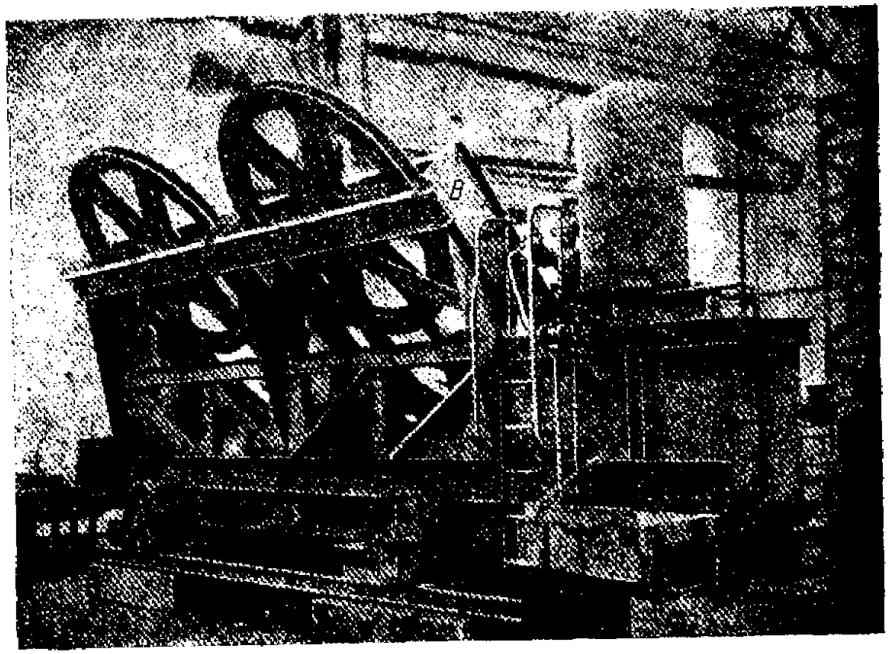


Фиг. 1. Фиг. 2.

Рис. 339.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 340.

Намагничивание происходит на коротком участке пути от низшей точки пути *1* или *2* до устья траншеи. Как видно из сделанного описания, локомотиву, производящему дальнейшую откатку груженого поезда и подачу порожнего, совершенно не приходится заходить на пути подъемника; отсутствуют также длительные маневры.

Как видно из приведенных схем, тяговой и хвостовой канаты на стрелках пересекают рельсы. Для того чтобы колеса вагонов могли проходить над канатом, последние укладываются в зазоре между рельсами.

Тягачи имеют разнообразную конструкцию. На рис. 340 приведена фотография с двух сторон тягача, работающего на однодействующем уклоне на руднике Рио-Тинто в Испании. Как видно из фотографий, тягач имеет специальный прочный буфер *A* (фиг. *1*) и на своей ходовой раме несет солидную наклонную раму *B* с четырьмя шкивами. Два передних шкива *a* и a_1 обслуживают подъемный канат, который одним концом прикреплен к подъемной лебедке, затем обегает указанные шкивы на тягаче и вторым концом наматывается на барабан подъемной лебедки. Таким образом тягач поднимается двумя ветвями подъемного каната. Задние шкивы обслуживают таким же образом хвостовой канат. Наклонная рама *B* и два ряда указанных шкивов, расположенных друг над другом, необходимы для того, чтобы поднять одну ветвь каната на высоту, достаточную для прохода под ними вагонов. Для беспрепятственного прохода тягача по прямому пути, несмотря на наличие переводных стрелок для перехода вагонов на боковой путь, колеса тягача, идущие по рельсу со стороны бокового пути, делаются *гладкими без реборд*, а с противоположной стороны — *с наружными ребордами*. Для того чтобы тягач не сходил с рельсов, по всей длине укладывается добавочный контррельс с наружной стороны рельса, по которому идет колесо с ребордой. Схема укладки контрельса показана на рис. 341. Как видно из рисунка, наружная реборда колеса помещается в промежутке между рельсом и контррельсом, и поэтому вагон не может сойти с пути. Контррельс прикрепляется горизонтально к установленным на шпалах кронштейнам *a*.

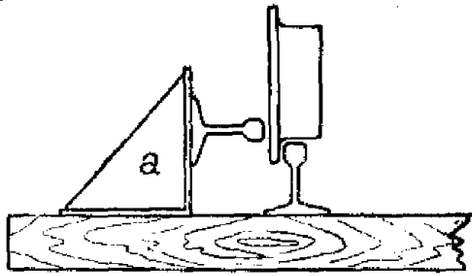


Рис. 341.

На рис. 342 схематически изображен тягач для двудействующего уклона.

На задней части тягача укладываются две бухты канатов. Более толстый канат *a* является подъемным канатом, а тонкий *b* — хвостовым канатом. С обеих бухт сматываются концы канатов длиною равной длине пути тягача по подъемнику и у основания смотанных частей закрепляются на тягаче помощью специальных зажимов: подъемный канат — зажимом *B*, а хвостовой — *d*. От зажима подъемный канат протягивается под тягачом и составом поезда и идет к барабану подъемной машины а хвостовой, огибая ролик *c* на тягаче, идет к оборотному ролику, установленному на нижней станции, и далее к другому тягачу. Оставшаяся в бухтах часть канатов является запасной. Для смягчения ударов в описываемой конструкции тягача сделано следующее приспособление. Буфер *D* входит в цилиндр *E*, наполненный маслом. При увеличении давления на буфер он передает это давление на масло, которое из цилиндра *B* выдавливается через клапан *C* в цилиндр *F*. Этот последний в свою очередь на значительную часть своего объема также заполнен маслом, а в верхней части имеет объем, заполненный воздухом.

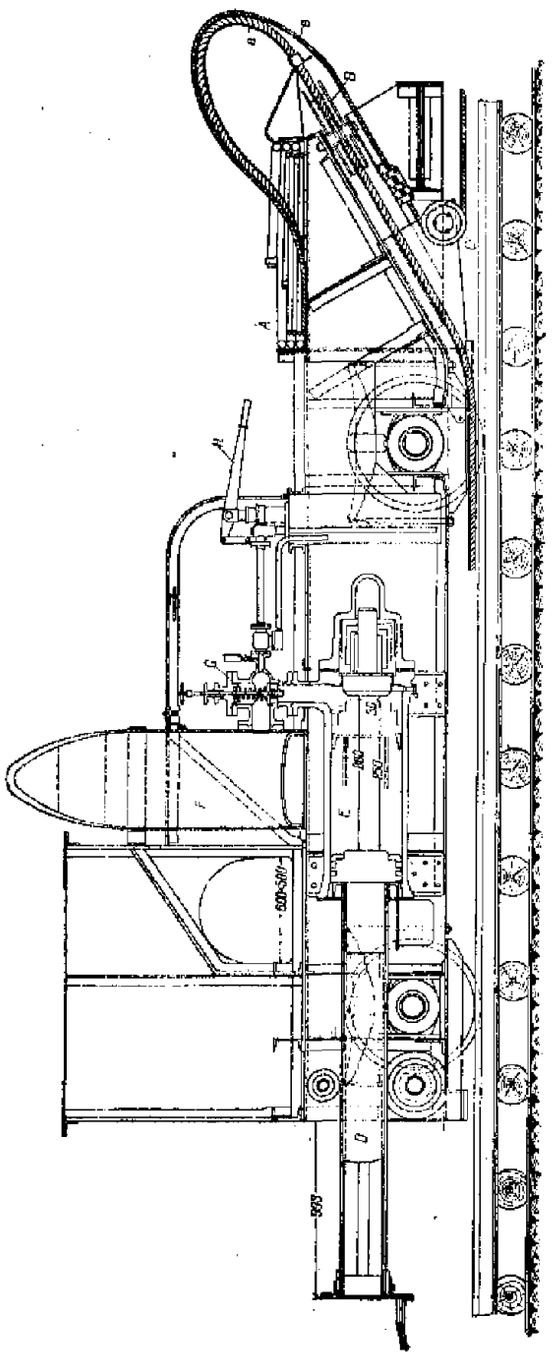


Рис. 342. Тягач. *A* — бухта тягового каната; *a* — тяговой канат; *s* — хвостовой канат, *B* — зажим тягового каната; *c* — ролик, который огибает хвостовой канат. *D* — шток буфера, *E* — цилиндр, наполненный маслом, *C* — клапан, *F* — цилиндр, компенсирующий давление, *H* — рукоять насоса для подкачки масла в цилиндр *E*.

При вдавливании в цилиндр *C* масла из цилиндра *B* воздух сжимается и таким образом смягчает удар на канат и подъемную машину.

Подкачка масла в цилиндры производится насосом при помощи рукояти *H*.

Наклонный подъемник имеет следующие преимущества:

1. На коротком пути преодолеваются большие высоты.

2. Малый расход энергии вследствие уравновешивания мертвых грузов (вес тягача и самих вагонов).

3. Отсутствие больших и дорогих умформерных установок в виду того, что наклонный подъемник может приводиться при помощи трехфазного тока.

4. Для откатки в карьере и на дневной поверхности достаточны легкие локомотивы, так как откатка производится только на коротких горизонтальных путях.

5. Малый вагонный парк и незначительное изнашивание ходовых частей, в виду отсутствия торможения, которое необходимо на спусках при откатке по спирали.

6. Короткие рельсовые пути, что уменьшает затраты на оборудование.

7. Незначительный обслуживающий персонал, что уменьшает эксплоатационные расходы.

8. Возможность транспорта тяжелых частей для экскаваторов, насосов и пр. оборудования с поверхности в карьер и из карьера для ремонта в мастерские на поверхности.

В табл. 39 приведены технические показатели некоторых осуществленных за границей наклонных подъемников.

Таблица 39.

Технические показатели наклонных подъемников.

№ по порядку	Наименование рудника	Угол наклона подъема	Высота подъема	Часовая производительность	Скорость движения каната	Состав поезда	Грузоподъемность	Мощность лебедки	Продолжительность маневров	Диаметр каната	Сопротивление разрыву	Запас прочности
			м	*т*	*м/сек*		*т*	*kW.*	*мин.*	*мм*		
1	Буроугольные разработки Акцион. О-ва Роддергрубе в Брюлле близ Кельна (рис. 337)	9°30′	60	600	2,0	4	20	340	3	48	170	6
2	Буроугольный рудник в Австралии	8°10′	50	1 800	2,5	6	20	600	—	58	—	—
3	Янтарный рудник в Пальмникене (Восточная Пруссия (рис. 333) . .	11°20′	—	—	—	5	5 $м^3$	—	—	—	—	—
4	Медный рудник в Рио-Тинто в Испании	16°	65	250	2,0	3	12	150	—	32	—	—

Примечание. В первых трех примерах наклонные подъемники—двудействующие, а в четвертом (Рио-Тинто) — однодействующий с противовесом и тягач тянется двумя канатами.

§ 126. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ НАКЛОННОГО ПОДЪЕМНИКА

После сделанного в предыдущем параграфе краткого описания устройства наклонного подъемника дадим метод определения основных элементов подъемника, а именно: *производительности подъемника, числа вагонов* в партии и *скорости подъема*. Профиль уклона изображен на рис. 343.

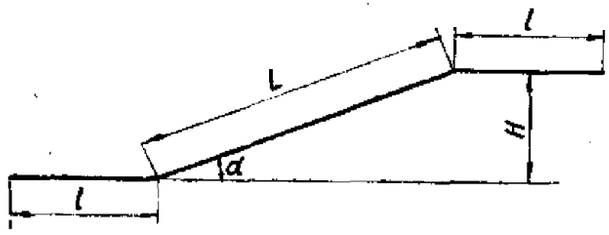


Рис. 343.

Обозначим:

производительность подъемника в час	q $м^3$
производительность подъемника в час в вагонах	m вагонов.
емкость вагонов	c $м^3$
число вагонов в партии	n
угол уклона подъемника	α°
длина наклонной части подъемника	L $м$
длина одной из горизонтальных площадок уклона	l $м$
чистое время одного подъема	t сек.
время, необходимое на маневры, т. е. на перемену груженого состава на порожний на той из площадок уклона, для которой это время является наибольшим (обычно на нижней площадке уклона)	t_1 сек.
длина состава	l_1 $м$
средняя скорость движения	v $м$/сек.

Для вывода математической зависимости между указанными величинами сделаем следующее рассуждение. Для получения через подъемник заданной производительности q $м^3$ в час необходимо выдать на поверхность число вагонов:

$$m = \frac{q}{c}. \tag{232}$$

Продолжительность одного оборота

$$t_{обор.} = t + t_1 \text{ сек.} \tag{233}$$

Часовая производительность двудействующего уклона в вагонах может быть выражена через продолжительность одного оборота следующей формулой:

$$m = \frac{3600\ n}{t + t_1} \text{ вагонов.} \tag{234}$$

Чистое время одного подъема зависит от общей длины уклона и средней скорости движения по нему и может быть выражено следующей формулой:

$$t = \frac{L + 2l - l_1}{v} \text{ сек.} \tag{235}$$

Подставляя значение t из выражения (235) в выражение (234), получим общую формулу для производительности уклона в вагонах:

$$m = \frac{3600\ n}{\frac{L + 2l - l_1}{v} + t_1} \text{ вагонов.} \tag{236}$$

Умножив выражение (236) на емкость одного вагона, получим производительность уклона в куб. метрах

$$mc = q = \frac{3600 \cdot n \cdot c}{\frac{L + 2l - l_1}{v} + t_1} \ м^3. \tag{237}$$

Из выражений (237) или (236) может быть определена скорость, которая требуется для выдачи заданной производительности при имеющихся условиях работы.

Так из выражения (237):

$$v = \frac{m\,(L + 2l - l_1)}{3600\,n - mt_1} \ м/сек., \tag{238}$$

а из выражения (236):

$$v = \frac{q\,(L + 2l - l_1)}{3600\,nc - qt_1} \ м/сек. \tag{239}$$

В обеих выведенных формулах при заданной схеме уклона величины m или q; L; l; l_1 и t_1, входящие в правую часть формул, являются постоянными; переменными же величинами являются в формуле (238) только n, а в формуле (239)—n и c.

Зависимость между средней скоростью движения v и числом вагонов в партии n из формулы (238) может быть представлена в такой форме:

$$n = \frac{mt_1}{3600} + \frac{m\,(L + 2l - l_1)}{3600\ v}. \tag{240}$$

Обозначим для сокращения письма

$$\frac{mt_1}{3600} = e \tag{241}$$

и

$$\frac{m\,(L + 2l - l_1)}{3600} = d. \tag{242}$$

Тогда выражение (240) примет вид:

$$n = e + \frac{d}{v}. \tag{243}$$

В этом выражении величины d и e являются постоянными, так как они выражаются через указанные выше постоянные величины (m; t_1; L; l и l_1); переменными же будут n и v. Вид выражения (241) показывает, что оно представляет собой уравнение гиперболы.

Вид гиперболы представлен на рис. 344.

Пользуясь уравнением (243), исследуем характер зависимости между n и v.

Предположим, что $v = 0$, тогда

$$n = e + \frac{d}{0}. \tag{244}$$

Но частное от деления конечной величины на нуль равно бесконечности, которая, как известно, обозначается лежачей восьмеркой (∞). Таким образом мы можем написать, что

$$n = e + \infty = \infty. \quad (245)$$

Смысл полученного выражения (245) означает, что при скорости подъема, приближающейся к нулю, число вагонов в партии стремится к бесконечности.

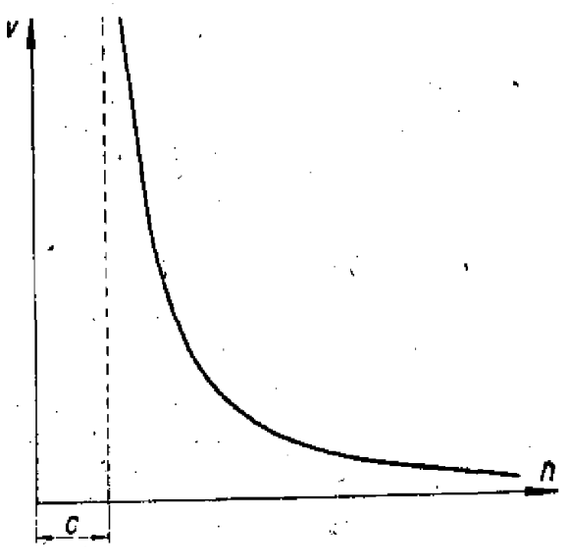


Рис. 314.

Теперь предположим, что $v = \infty$, тогда

$$n = e + \frac{d}{\infty}. \quad (246)$$

Но частное от деления конечной величины d на бесконечность (∞) равно нулю, а поэтому:

$$n = e + 0 = e. \quad (247)$$

Выражение (245) показывает, что при бесконечно большой скорости подъема число вагонов в партии представляет собой конечную величину, равную e и определяемую по формуле (241).

Так как мы практически не можем получить бесконечно большую скорость движения, то следовательно можем сделать следующий вывод:

При конечных скоростях подъема число вагонов в партии, отправляемой зараз по уклону, всегда должно быть больше e, т. е. $n > e$, или, подставляя вместо e его значение (241), будем иметь

$$n > \frac{m t_1}{3\,600}, \quad (248)$$

а подставляя вместо m его значение из формулы (232) получим:

$$n > \frac{q t_1}{3\,600\, c}. \quad (249)$$

Это выражение показывает, что

число вагонов в партии должно быть тем больше, чем больше должна быть производительность уклона (q), чем больше пауза между подъемами (t_1) и чем меньше выбранная емкость вагона (c)

Таким образом формулы (248) и (249) определяют наинизший возможный предел для числа вагонов в партии.

Из выражения (249) видно, что при постоянных q; L; t; t_1; t_1 и c скорость подъема тем меньше, чем больше число вагонов в партии n.

Чтобы выяснить, выгоднее ли работать с большим числом зараз поднимаемых вагонов при малых скоростях, или, наоборот, необходимо найти, при каких условиях шахтная мощность имеет наименьшую величину.

Исследование этого вопроса показывает, что

чтобы получить при выбранной емкости вагона меньшую величину шахтной мощности, число вагонов в партии следует брать возможно большим.

Емкость вагона следует брать возможно большей.

Причины, требующие увеличения емкости вагонов, заключаются в следующем:

1) при одном и том же поднимаемом грузе q длина состава при вагонах большей емкости значительно меньше, нежели при вагонах малой емкости, что облегчает устройство нижней приемной станции;

2) значительное уменьшение длины состава при вагонах большой емкости влечет за собой сокращение длины нижней и верхней приемных площадок, благодаря чему уклон получается конструктивно проще, и кроме того, что очень важно, пауза между подъемами будет меньше;

3) при вагонах большой емкости мертвый груз, приходящийся на единицу полезного груза, несколько меньше.

Зависимость между емкостью вагона c, числом вагонов в партии m и зараз поднимаемым грузом q_1 может быть представлена формулой

$$q_1 = m \cdot c.$$

При выбранной емкости вагона c на основании формулы величина m должна быть взята возможно большей. Иными словами

зараз поднимаемый груз должен быть увеличен до максимума. Предел увеличения зараз поднимаемого груза q_1 определяется, исходя из предельной концевой нагрузки на канат.

§ 127. ДЕРРИК-КРАНЫ.

В карьерах, добывающих штучный камень, для выдачи тяжелых блоков на борт карьера, или для передачи их с одного уступа на другой, или для погрузки их на платформы, применяются *деррик-краны*. Деррик-краны относятся к категории поворотных кранов и могут не только поднимать груз, но и перемещать его в сторону.

Простейшая конструкция деррик крана изображена на рис. 345.

Основой такого деррик-крана является треугольная рама A; на одной из вершин этой рамы укрепляется вертикальная цапфа, на которую насаживается поворотный круг E. На поворотном круге укрепляется нижний конец вертикальной стойки B и пята стрелы D. Верхний подшипник вертикальной стойки B удерживается двумя наклонными подкосами C, которые нижними своими концами укреплены на треугольной раме A. Благодаря такому устройству вертикальная стойка B и стрела D могут вращаться вокруг вертикальной оси. На верхнем конце стрелы D укрепляются ролики a и b, через которые перекидываются подъемные канаты c и d, идущие к подъемному механизму. Канат d обслуживает подъем груза при помощи

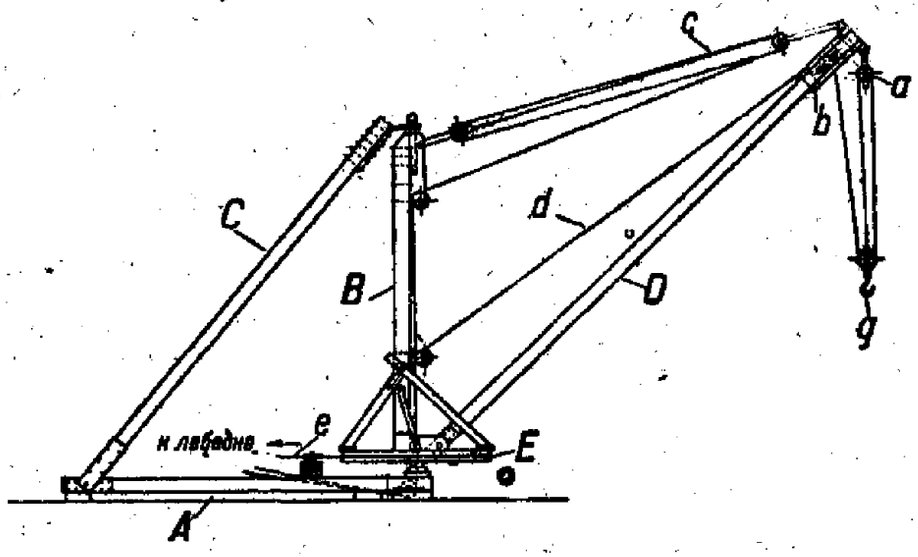


Рис. 345.

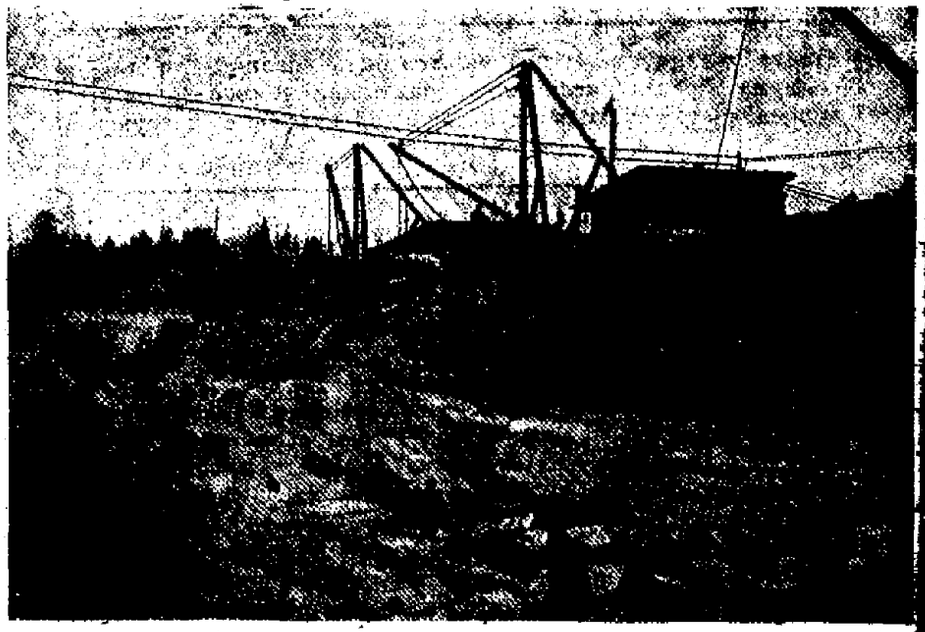


Рис. 346.

прикрепленного к нему захватывающего устройства — *крюка* или *клещей*; канат *e* обслуживает изменение наклона стрелы *D*, благодаря чему изменяется радиус действия деррик-крана. Поворот стрелы в горизонтальной плоскости производится поворотом на известный угол поворотного круга *E* при помощи третьего каната *e*. Все эти движения могут производиться или вручную при помощи ручного воротка, или паровой или электрической лебедки.

Описанный деррик-кран может совершать поворот примерно на 270°, т. е. почти до соприкосновения стрелы с наклонными стойками *C*.

Простейшие деррик-краны изготовляются из дерева с металлическими соединениями или целиком из металла.

Деррик-краны, приводящиеся в движение лебедками, для подъема груза обычно имеют две скорости: одна — для легких и другая — для тяжелых грузов. *Деревянные деррик-краны изготовляются для подъема груза до 5 т. Для подъема более тяжелых грузов стойки и стрела изготовляются из стальных решетчатых ферм.* На рис. 346 изображена установка деррик-кранов на Шабровском карьере (Урал), в котором добывается тальковый камень.

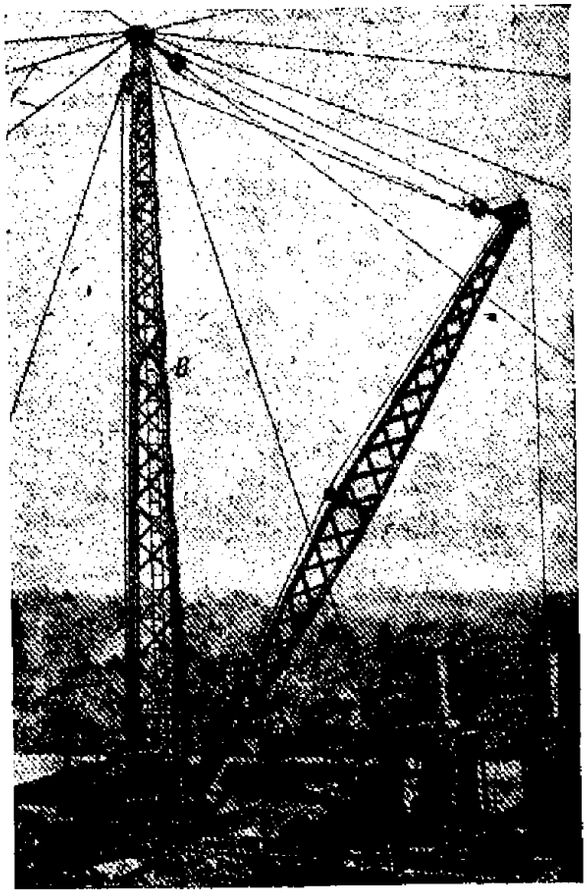


Рис. 347.

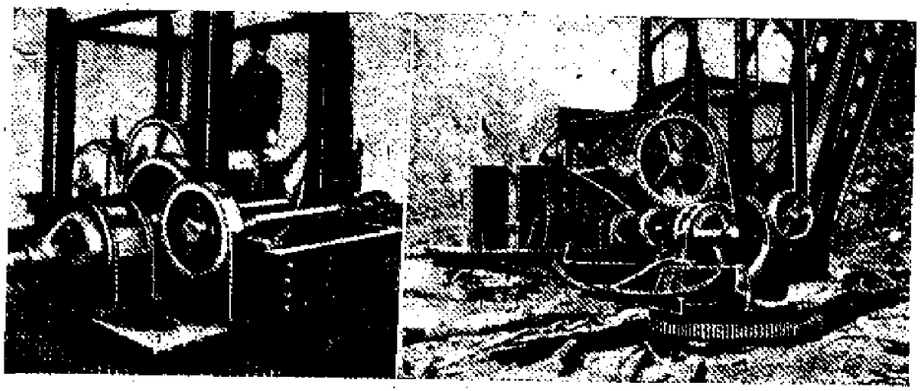
На фотографии (рис. 347) изображен деррик-кран несколько иной конструкции. В этом кране верхний подшипник вертикальной фермы *B* укрепляется канатными растяжками *f*, закрепляющимися якорями в земле. Устройство механизма, приводящего в движение кран, изображено на рис. 348, фиг. *1* и *2*. Деррик-краны такой конструкции носят также название *мачтовых деррикков*, *вантовых деррикков* или *гай-деррикков*.

Благодаря описанному способу укрепления вертикальной стойки, не требующему применения наклонных упорных стоек, такой кран *может совершать полный поворот на 360°*.

Рабочие размеры деррик-кранов определяются длиной стрелы и величиной угла поворота стрелы в горизонтальной плоскости. Угол наклона стрелы обычно может изменяться в известных пределах. Длина стрелы и угол

наклона ее к горизонту определяют радиус действия деррик-крана. *Чем меньше угол наклона стрелы, тем больше радиус ее действия при той же длине стрелы.* При малых углах наклона стрелы увеличиваются усилия, стремящиеся опрокинуть кран. Этому опрокидыванию, в зависимости от конструкции крана, оказывают сопротивление или наклонные стойки *C* (рис. 345) или канатные растяжки *f* (рис. 347), которые поэтому должны быть достаточно прочными.

При работе деррик-кранов могут возникнуть экстренные напряжения, которые стремятся опрокинуть кран, а поэтому установка его должна производиться очень тщательно.



Фиг. 1. Фиг. 2.

Рис. 348.

Работа деррик-кранов заключается в том, что поднимаемый груз тем или иным способом прикрепляется к крюку, находящемуся на подъемном канате; затем вручную или лебедкой (в зависимости от конструкции крана) канат выбирается и груз поднимается на желательную высоту; после этого поворачивают на требуемый угол поворотный круг, вместе с которым поворачивается и стрелка *D*. Таким образом зацепленный груз оказывается поднятым и перенесенным в горизонтальной плоскости в требуемое место. Угол наклона стрелы регулируется канатом *c* (рис. 345).

Производительность деррик-кранов зависит от:

1) *скорости зацепления груза,*
2) *скорости подъема,*
3) *скорости поворота и*
4) *скорости отцепки груза.*

Деррик-краны строятся с подъемной силой до 30 *т*. Скорость подъема при весе груза от 8 до 30 *т* обычно равна 1 *м* в сек., а при весе от 3 до 8 *т* — 2 *м* в сек.

В табл. 40, 41 и 42 приведены характерные размеры некоторых, изготовляемых в Америке, деррик-кранов и гай-дерриков.

Таблица 40

Размеры деревянных дерриков

Наименование частей \ Подъемная сила в *т*	1,5	3	5	8
Поперечные размеры стрелы в *см*	20×20	25×25	30×30	36×36
Высота вертикальной стойки в *м*	4,8	6,6	7,8	9,0
Поперечные размеры вертикальной стойки в *см*	15×15	20×20	25×25	30×30
Длина стрелы в *м*	7,5	10,5	12,0	13,5
Поперечные размеры ног в *см*	15×15	20×20	25×25	30×30
Длина ног в *м*	9,0	12,0	13,5	15,0
Число подъемных канатов — штук	2	2	3	4
Диаметр каждого в *мм*	13	16	16	16
Число канатов для подъема стрелы — штук	2	3	4	5
Диаметр каждого в *мм*	13	16	16	16
Диаметр блоков в *мм*	250	300	360	400

Таблица 41

Размеры деревянных гай-дерриков

Наименование частей \ Подъемная сила в *т*	1,5	3	6	10
Поперечные размеры вертикальной мачты в *см*	20×20	25×25	30×30	35×35
Высота мачты в *м*	10	12,5	15	16,5
Поперечные размеры стрелы в *см*	15×15	20×20	25×25	30×30
Длина стрелы в *м*	7,5	10	12	13,5
Число подъемных канатов	2	2	3	4
Диаметр подъемных канатов в *мм*	13	16	16	16
Число стреловых канатов	2	3	4	5
Диаметр стреловых канатов в *мм*	13	16	16	16
Число оттяжек	4	4	4	6
Диаметр канатов для оттяжек в *мм*	13	16	19	22

Таблица 42

Размеры металлических гай-дерриков

Длина стрелы	Высота мачты	Диаметр поворотн. круга	Наименование частей \ Подъемная сила в т	5	7,5	10	15	20
в метрах								
12	15	2,4	Число подъемных канатов	3	3	4	5	6
15	18	3,0	Диаметр подъемных канатов в *мм*	16	16	16	19	19
18	23	3,6	Число стреловых канатов	4	4	5	6	7
21	26	4,2	Диаметр стреловых канатов в *мм*	16	16	16	19	19
24	29	4,8	Число оттяжек	4	6	6	6	8
27	32	6,0	Диаметр оттяжек в *мм*	10	19	22	25	25
30	35	6,0	Диаметр блоков в *см*	35	35	40	46	51

Установка деррик-кранов в карьерах показана на рис. 266 и 267.

К достоинствам деррик-кранов против других подъемных механизмов следует отнести:

1) малую стоимость оборудования,
2) простоту и быстроту установки с места на место,
3) большую высоту подъема,
4) большой радиус действия,
5) простоту механизма,
6) возможность применения для подъема всякого груза,
7) прочность установки, которая дает обеспечение от опрокидывания при подъеме грузов.

Обслуживание деррик-крана производится одним машинистом. Зацепку и отцепку грузов производят специально назначенные для этой работы рабочие, число которых различно, в зависимости от условий работы и конструкции захватывающего устройства.

Один тип захватывающего устройства изображен на рис. 349.

Захватывающими частями являются щеки *a*, которые свободно вращаются на болтах *b*. Болты *b* соединяют щеки *a* с ломаными рычагами *c*, короткое плечо которых присоединяется к щекам, а длинное идет к тягам *d*. Тяги *d* присоединяются к серьге *e*. Точкой опоры рычага *c* являются болты, вставленные в отверстия *f* на железной полосе *F*. Для того чтобы можно было один и тот же схватывающий прибор приспособить к блокам разных размеров, на полосе *F* имеется несколько отверстий (на рис. 349 по 10 шт. с каждого конца полосы). Работа щипцов заключается в следующем. Серьга *e* прикрепляется к канату подъемного устройства: кабель-крана, деррик-крана или др., рычаг *c* в точке опоры устанавливается на болт, вставленный в отверстие на полосе *F*, соответствующее размерам поднимаемого блока.

При подъеме описываемых щипцов канатом натягиваются штанги *d*, которые поворачивают рычаг *c* вокруг опоры *f*; вследствие этого щеки *a* сближаются и зажимают блок, и при этом тем сильнее, чем больше натяжение подъемного каната. Благодаря тому, что щеки *a* могут вращаться

около точек *b*, схватывающие поверхности щек прижимаются всей своей плоскостью к плоскостям блока. Этим достигается схватывание блока большими плоскостями. Для того чтобы планка *F*, вследствие неплотного соединения, не могла быть потеряна при опускании порожних щипцов, она соединяется с тягами *d* цепями *P*, которые в нормальном состоянии не натянуты и дают свободу движения штангам *d* и рычагу *c*.

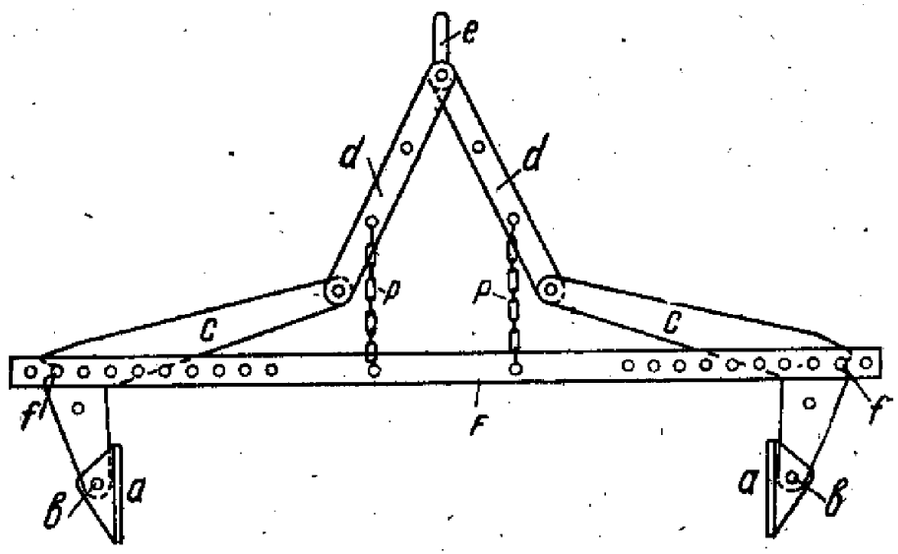


Рис. 349.

§ 128. КАБЕЛЬ-КРАНЫ

Описанные в § 63 башенные экскаваторы появились вследствие развития идеи *кабель-кранов*, т. е. оборудования, обслуживающего *подъем груза и перемещение его на некоторое расстояние по канатам*.

На рис. 350 изображена схема устройства кабель-крана.

Из сравнения этого рисунка с рис. 168 видим, что схемы очень похожи друг на друга. В самом деле, кабель-кран имеет, также как башенный экскаватор, две башни (рис. 350): машинную *A* и контрбашню *B*, между ними натянут один или два несущих каната *f*, служащих подвесным путем для перемещения подвешенной тележки *d*. Подвешенная тележка может перемещаться по ездовому канату *f* в одну или другую сторону. Однако *подъем груза и опускание порожнего сосуда (кюбеля) M, в который производится нагрузка добытой породы, выполняется не путем опускания несущих канатов, как у башенных экскаваторов, а при помощи специального подъемного каната b, идущего от машинной башни A.*

Из сделанного краткого описания схемы устройства кабель-кранов видим, что главное отличие их от башенных экскаваторов заключается в следующем:

1) У кабель-крана несущий канат *f* своими концами закрепляется на обеих башнях и во время работы не опускается, как у башенного экскаватора.

2) У кабель-крана подъем груза совершается при помощи специального подъемного каната *b*, идущего к барабану подъемной лебедки на машинной башне. Опускание же каната у башенного экскаватора производится путем наддачи несущего каната.

3) Башенный экскаватор осуществляет три функции: черпание (добычу) породы, подъем ее и транспортировку по канату. Кабель-кран совершает только две операции, а именно: подъем груза и транспортировку его по канату. Наполнение же подъемного сосуда производится или вручную или же при помощи самостоятельного дополнительного снаряда, например экскаватора.

4) У кабель-крана обе башни: машинная и контрбашня устраиваются одинаковой или почти одинаковой высоты. У башенных же экскаваторов машинная башня нормально, за исключением особых случаев, делается ниже для облегчения перемещения порожнего черпака.

По способу работы, которую кабель-кран должен выполнять в карьере, и по признаку подвижности башен кабель-краны могут быть разделены на три типа:

1. *Кабель-краны с неподвижными обеими башнями.* При работе этим типом снаряда линия обслуживания, находящаяся под несущим канатом, остается все время неподвижной. Поэтому, при удалении от этой линии добычного забоя, для загрузки подъемного сосуда необходимо добытую породу подвозить к нему, или, наоборот, подвозить сосуд к месту добычи породы. Поэтому при применении кабель-крана этого типа необходимо организовать в карьере транспорт породы от забоя до линии, которую может обслужить кабель-кран.

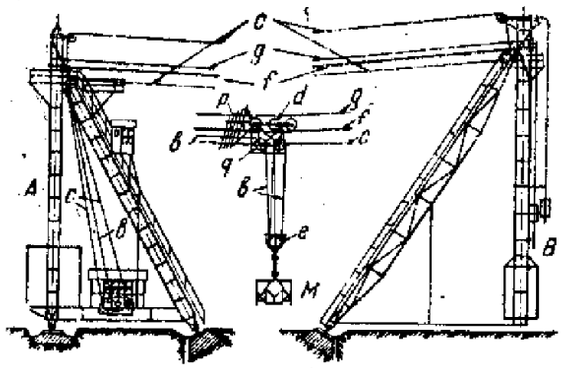


Рис. 350.

2. *Кабель-кран с радиальным перемещением линии обслуживания.* Этот тип имеет одну неподвижную башню, обычно машинную, и вторую (контрбашню) подвижную. Этот тип кабель-крана может обслуживать разработку по радиусам (веером) без организации транспорта в карьере.

3. *Кабель-кран с перемещением обслуживающей линии параллельно ее первоначальному положению.* Для осуществления такой работы необходимо, чтобы обе башни были подвижны и могли перемещаться по параллельным путям.

Неподвижные башни обычно устанавливаются на фундаменте и в случае наличия подвижной второй башни оборудуются в качестве машинной башни.

Различие в способах перемещения кабель-крана заставляет различно конструировать прикрепление ездового каната к неподвижной башне. В самом деле, при неподвижном и параллельно перемещающемся кабель-кране несущий канат либо остается все время на одном месте, либо перемещается параллельно самому себе. При этом естественно, что канат может быть прочно закреплен на обеих мачтах. В случае же крана с радиальным перемещением обслуживающей линии необходимо применять такой способ прикрепления каната к неподвижной башне, который позволял бы ему без изгиба или перелома поворачиваться в сторону перемещения обслуживающей

линии. Из изложенного можно видеть, что неподвижные башни по способу прикрепления каната могут быть разделены на два типа:

1) *башни с неподвижным местом для прикрепления каната,*

2) *башни с вращающимся местом для закрепления каната.*

Башни с неподвижным местом для закрепления каната позволяют отклонение от первоначального положения от 3 до 5°. В случае необходимости в большем отклонении следует устанавливать башни с устройством, допускающим вращение места закрепления несущего каната. Подвижные мачты перемещаются по двум рельсовым путям, разнесенным под вертикальную и подкосную ногу мачты. Передвижение мачт производится или *от ручного привода при помощи тягальной лебедки,* или *от моторного привода, помещенного на самой мачте.* Скорость перемещения самоходных мачт колеблется от 8 до 15 *м*/мин.

В осуществленных до сих пор установках кабель-кранов наибольшая длина пролета между мачтами достигала 780 *м*, однако имеются проекты германских фирм, в которых длина пролета достигает 900 *м*. Высота подъема груза зависит в каждом отдельном случае от заданных условий работы. В осуществленных за границей установках высота подъема достигает до 140 *м*.

Диаметр несущего каната зависит от веса поднимаемого груза и от длины пролета. *Чем больше вес поднимаемого груза и чем длиннее пролет кабель-крана, тем диаметр каната получается большим.* При очень больших пролетах диаметр несущего каната получается очень большим. Чтобы уменьшить диаметр каната, заставляют тележку перемещаться по двум более тонким канатам.

Таким образом, по числу несущих канатов можно различать:

1) *кабель-кран с одним несущим канатом и*

2) *кабель-кран с двойным несущим канатом.*

Несмотря на натяжение канатов они все-таки провисают под влиянием собственного веса и веса движущихся по ним тележки и груза. *Стрела провеса тем больше, чем длиннее пролет и чем больше вес поднимаемого груза.*

Как указывалось выше, груз поднимается самостоятельным подъемным канатом. Для того чтобы можно было осуществить подъем при наименьшем диаметре подъемного каната, на ездовой тележке имеются полиспасты *e*, ролики которых и огибает подъемный канат. *Выбор конструкции и расчет полиспастов делается таким образом, чтобы диаметр подъемного каната не превосходил 20 мм.*

Тяговой и подъемный канат сильно провисают, а поэтому их необходимо поддерживать по всему пролету кабель-крана. Для этой цели применяются так называемые *рейтеры a* (рис. 351). Рейтеры расстанавливаются по канату на расстоянии друг от друга около 50 *м*. По конструкции рейтеры разделяются на *подвижные и неподвижные.*

Подвижные рейтеры представляют собой рамку, склепанную из сортового железа, сидящую в вертикальном положении на несущем канате. В нижней части рамка разделяется вертикальной перегородкой для пропуска подъемного и тягового канатов. В верхней части каждый рейтер имеет отверстие для прохода через узлы специально натянутого между башнями узлового каната *g*, который имеет назначение расстанавливать рейтеры по длине пролета при проходе по нему тележки. Диаметр отверстия на каждом рейтере иной, причем постепенно увеличивается по мере удаления рейтера от мачты. Узлы на канате также разного диаметра и диаметр их постепенно увеличивается по мере удаления узла от мачты.

При движении тележки все рейтеры, находящиеся между тележкой и мачтой, в сторону которой происходит движение, собираются на тележку. При обратном движении тележка вновь расстанавливает только что собранные рейтеры. Таким образом подвижные рейтеры позволяют тележке беспрепятственно двигаться по канатам и в то же время тяговой и подъемный канат все время находится в подвешенном состоянии. Собирание и расстановка рейтеров производится автоматически благодаря наличию узлов на узловом канате и описанных отверстий на рейтерах. Идея заключается в том, что при перемещении тележки вдоль каната от мачты очередной наименьший узел свободно проходит через отверстия всех рейтеров за исключением последнего, который и задерживается им. То же самое повторяется и при проходе следующего, но уже несколько большего узла. Таким образом тележка, подходя к каждому узлу, оставляет на нем по одному рейтеру. Во время обратного хода (к мачте) тележка специальным снимающим приспособлением насаживает рейтеры на себя.

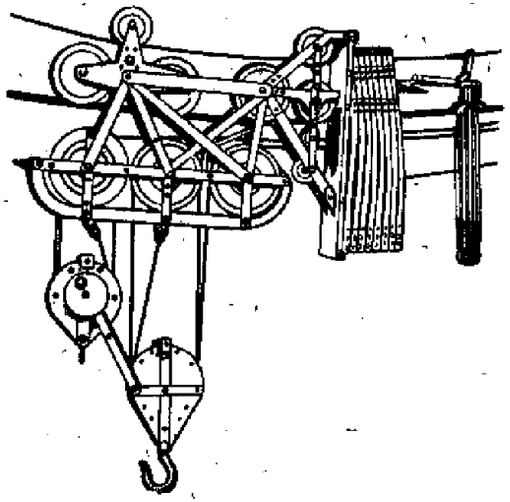


Рис. 351.

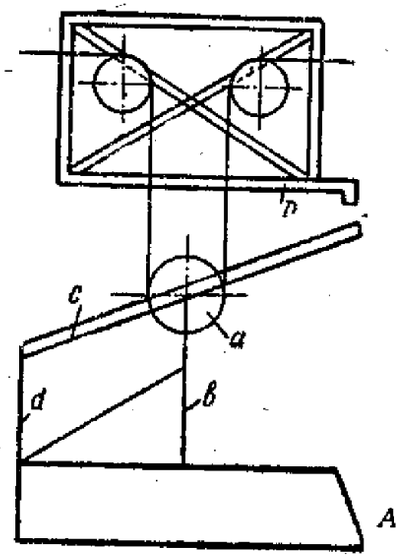


Рис. 352.

Если подъемный и тяговой канаты имеют две ветви, т. е. оба каната идут к обеим башням, то для поддержания их необходимо иметь две системы рейтеров и два узловых каната с узлами, расположенными во взаимно-обратном порядке.

Тогда тележка при своем движении будет собирать рейтеры со стороны, в которую она движется, а позади себя расставлять другую систему рейтеров.

Система съемных рейтеров имеет тот недостаток, что с увеличением длины пролета увеличивается число рейтеров, а вместе с этим увеличивается и число узлов на канате. Увеличение числа рейтеров и узлов уменьшает разницу в их диаметре, а это влечет за собой неточность действия всего устройства. Действительно, при малой разнице в диаметре на одном узле могут быть оставлены два или несколько рейтеров. Вследствие этого пролет между двумя соседними поддерживающими рейтерами может оказаться очень большим, и подъемный канат в этом месте провиснет. При этом может получиться, что при наддаче каната, для спуска пустого кюбеля, все получающееся удлинение каната пойдет на увеличение стрелы прогиба каната, а не на спуск кюбеля. Такое положение неизбежно повлечет за собой простой в работе.

Для устранения указанного недостатка была предложена конструкция неподвижных раскрывающихся рейтеров, прикрепленных к ездовому канату. При прохождении тележки особое приспособление сжимает рейтер с боков, вследствие этого рейтер раскрывается в нижней части и освобождает подъемный и тяговой канаты. При прохождении же тележки рейтер закрывается и подхватывает эти канаты сзади тележки.

Рейтеры этой конструкции не имеют недостатка съемных рейтеров, но имеют другие недостатки, а именно:

1) сложны по конструкции и

2) увеличивают вес несущего каната примерно на 1 *кг* на погонный метр.

В последнее время германскими фирмами, строящими кабель-краны для установок с большим пролетом, предложена особая конструкция, не требующая применения рейтеров.

Кюбель может быть устроен в виде ящика или в виде грейфера. Ящикообразные кюбели, как уже указывалось выше, требуют самостоятельной работы по нагрузке их.

Опрокидывание же такого кюбеля производится автоматически путем *переподъема кюбеля* или при помощи самостоятельного разгрузочного каната. На рис. 352 изображена схема одного из устройств для автоматической разгрузки путем переподъема. Кюбель *A* подвешен к блоку *a* полиспаста на канате *b*. На блоке *a* укреплен наклонно поставленный стержень *c*, который представляет собой коромысло. От конца стержня *c*, который при нормальном положении загруженного кюбеля опущен вниз, идет к задней стенке кюбеля канат *d*. При подъеме кюбеля к тележке верхний конец стержня *c* упирается в нижнюю часть тележки *D*, вследствие чего при дальнейшем подъеме противоположный опущенный конец стержня начинает подниматься, а вместе с ним поднимается и задняя часть кюбеля, заставляя его таким образом принять наклонное положение и высыпать материал.

Как видно из сделанного описания, для опрокидывания кюбеля его необходимо поднять до самой тележки. Это является недостатком такого способа опрокидывания, так как такой высокий подъем с точки зрения эксплоатации является излишним и удлиняет продолжительность одного оборота кюбеля, что уменьшает производительность кабель-крана.

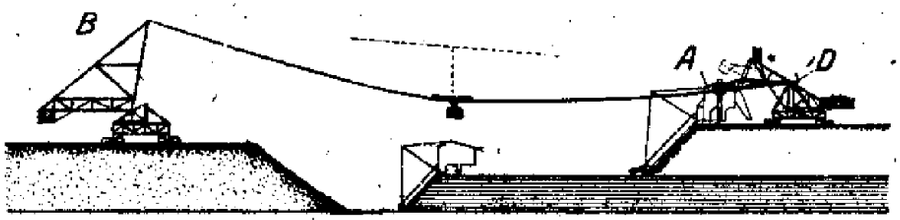
В этом отношении лучшим способом является опрокидывание при помощи специального разгрузочного каната.

На машинной башне устанавливаются две лебедки: подъемная и тягальная, которые в большинстве случаев приводятся в действие от электромоторов постоянного или переменного тока.

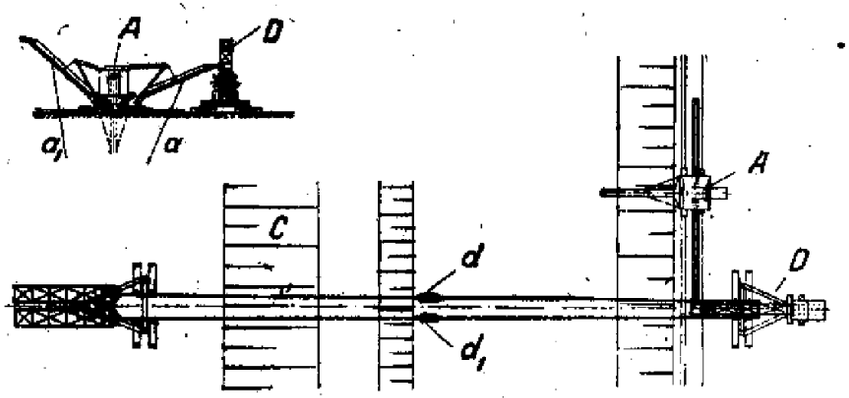
Кабинка машиниста оборудуется необходимыми приборами управления, приборами, показывающими глубину опускания кюбеля и его перемещение по несущему канату, а также световыми и звуковыми сигналами и телефоном.

Кабель-краны могут быть использованы и как снаряды, только транспортирующие добытую породу (без подъема ее). В качестве примера приведем одну запроектированную в Германии установку, которая предназначается для транспортирования больших масс породы. Эта установка интересна в двух отношениях: во-первых, она представляет собой двойной кабель-кран и, во-вторых, оба кабель-крана непосредственно соединены с многочерпаковым экскаватором.

Схема установки изображена на рис. 353. Эта установка оборудована одной общей для обоих кранов машинной башней, связанной с многочерпаковым экскаватором *A* и двумя контрбашнями *B*. Между машинной башней и контрбашнями натянуто два каната. Поэтому можно работать одновременно двумя кюбелями *d* и d_1. Вскрышные породы, добываемые экскаватором, подаются при помощи транспортных лент в бункер, расположенный в машинной башне. Бункер имеет с двух сторон течки, при помощи которых порода может быть подана в кюбели обоих кранов. Течки перекрываются затворами, работающими сжатым воздухом. Порода из кюбелей ссыпается в отвал *C*.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Рис. 353.

При емкости кюбеля в 10 $м^3$, скорости езды в 480 *м* в минуту и пролете в 300 *м* получается следующая продолжительность одного оборота:

наполнение кюбеля	30 сек.
транспортировка к отвалу	35 „
опоражнивание кюбеля	10 „
транспортировка к экскаватору	35 „
запасное время	10 „
Итого	120 сек.

Таким образом в час можно сделать до 30 оборотов, что соответствует производительности одного кюбеля до 300 $м^3$, а двух—до 600 $м^3$ разрыхленной породы.

§ 129. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАБЕЛЬ-КРАНОВ

При правильной организации работ производительность кабель-крана обычно несколько выше производительности башенного экскаватора, поставленного в те же условия работы (одинаковые высота подъема и длина пролета). Объясняется это тем, что кабель-кран не теряет времени на черпание породы, так как к нему прицепляется уже заполненный кюбель. Однако это положение справедливо только в том случае, если кабель-кран не теряет времени на ожидание кюбеля, а прицепка погруженного и отцепка порожнего кюбеля к подъемному канату производятся достаточно быстро.

Благодаря большому сходству в движениях, которое производят башенный экскаватор и кабель-кран, вывод формулы, определяющий производительность кабель-крана, аналогичен выводу, сделанному в § 65 для башенных экскаваторов.

Обозначим:

продолжительность смены	T час.
коэфициент использования во времени	η
длину пути перемещения кюбеля по несущим канатам	l *м*
высоту подъема кюбеля	h *м*
скорость движения порожнего кюбеля от места разгрузки к месту погрузки и наоборот	v *м*/сек.
скорость подъема и спуска кюбеля	v_2 *м*/сек.
продолжительность отцепки кюбеля	t_4 сек.
продолжительность прицепки кюбеля	t_5 сек.
продолжительность опоражнивания	t_3 сек.
продолжительность маневров	t_6 сек.
геометрическую емкость кюбеля	W $м^3$
коэфициент заполнения кюбеля	K

Тогда продолжительность одного цикла:

$$t = \frac{2h}{v_2} + \frac{2l}{v} + t_2 + t_4 + t_5 + t_3 \text{ сек.} \qquad (250)$$

Производительность установки в смену может быть выражена формулой:

$$Q = \frac{3600\, T \eta\, W K}{\frac{2h}{v_2} + \frac{2l}{v} + t_2 + t_3 + t_4 + t_5} \text{ —— } м^3 \text{ в разрыхл. состоянии.} \qquad (251)$$

Отсюда:

$$W = \frac{Q\left(\frac{2h}{v_2} + \frac{2l}{v} + t_2 + t_3 + t_4 + t_5\right)}{3600\, T \eta K}\ м^3. \qquad (252)$$

Скорость подъема груза обычно находится в пределах от 0,5 до 1,2 *м*/сек.
Скорость перемещения груза по несущим канатам—от 2 до 10 *м*/сек.
Продолжительность отцепки кюбеля от 15 до 25 сек.
Продолжительность прицепки кюбеля 45 — 60 сек.
Продолжительность разгрузки кюбеля 15 — 20 сек.
Скорость перемещения башен:

При ручном приводе	от 0,5 до 1 *м*/мин.
При механическом приводе	от 6 до 30 *м*/мин.

Коэфициент использования во времени 0,8.

Чтобы получить наибольшую производительность кабель-крана, необходимо избежать простоев из-за ожидания груза. Для этого следует:

1) Производить работу двумя или несколькими кюбелями: один находится в движении, второй грузится.

2) При ручной погрузке необходимо число рабочих рассчитывать таким образом, чтобы за время перемещения предыдущего кюбеля был погружен и подвезен к месту прицепки погруженный кюбель.

3) При механической погрузке: экскаватором или погрузочной машиной необходимо увязать производительность погрузки с циклом работы кабель-крана.

Приведем в табл. 43 практические данные о производительности кабель-кранов на разных постройках.

Таблица 43

Производительность кабель-кранов на разных постройках

Место работы	Пролет *м*	Средняя производ. в час *м*³	Средн. продолжит. 1 цикла в мин.	Миним. продолжит. 1 цикла в мин.
Плотина Ващузет . .	—	—	6,5	5,10
„ Рузвельт . .	247	15,3	5,37	—
„ Крос-Ривер .	383	36,6	—	4,38
„ Олив Бридж	466	34,2	—	9,25
Гатунские шлюзы Панамского канала . .	240	23,0	—	2,00
Канал Чикаго	165 — 225	23,0 — 24,0	3,13	—
Волховстрой	600	6,0	15,67	10,65
Зем. Авчальск. станц. .	146	8,0	2,00	1,50

Таблица 44

Обслуживающий штат в смену

Наименование должности	С паровой машиной	С электро двигателем
Ст. механик	½	½
Механиков или электромехаников . . .	1	1
Пом. механиков . . .	1	—
Кочегар	1	—
Смазчик	1	1
Сигналист	1	1
Вспомогательных рабочих	8	8
Итого.	13½	11½

Расход электроэнергии по данным фирмы Зауэрман около 7 *kW*-ч. на тонну-километр.

Срок службы несущего каната:

При постройке Чикагских осущительных каналов от 30 000 до 50 000 рейсов, или 108 000 до 172 000 *m*, при сроке службы от 100 до 160 дней.

§ 130. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие способы подъема груза из карьера вы знаете?
2. Чем отличается устройство наклонного подъемника для откатки в большегрузных вагонах от обыкновенного подъемника для малогрузных вагонов?
3. Какое назначение имеет тягач?
4. Опишите известный вам способ прикрепления тягача к канату.
5. При помощи чего производятся маневры с тягачом на горизонтальных участках нижней приемной площадки?
6. Опишите известные вам схемы укладки путей на нижней приемной площадке.
7. Опишите известные вам схемы укладки путей на верхней приемной площадке.
8. Каким образом достигается свободный проход вагонов над канатом в тех местах, где он пересекает рельсы?
9. От каких факторов зависит число вагонов в партии, поднимаемой по уклону?
10. Опишите схему устройства деррик-крана.
11. Чем отличается деррик-кран от гай-деррика?
12. Опишите работу деррик-крана.
13. Из какого материала изготовляются деррик-краны?
14. Опишите схему устройства кабель-кранов.
15. Чем отличается кабель-кран от башенного экскаватора?
16. Какое назначение имеют рейтеры?
17. Опишите, каким образом осуществляется расстановка подвижных рейтеров по канату.
18. Выведите формулу для определения производительности кабель-крана.
19. Какие преимущества имеет наклонный подъемник?

ГЛАВА ПЯТНАДЦАТАЯ

СХЕМЫ РАБОТ В КАРЬЕРАХ

§ 131. СХЕМЫ РАБОТЫ ОДНОЧЕРПАКОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ СО СТРЕЛОЙ

В настоящей главе приведем схемы организации работ в карьерах при применении разных типов оборудования.

1) Схема при работе механических лопат. При организации вскрышных и добычных работ механическими лопатами могут быть два случая:

1. Когда пустая порода механической лопатой сваливается в выработанное пространство (рис. 354).

2. Когда пустая порода отвозится в отвал в вагонах (рис. 355).

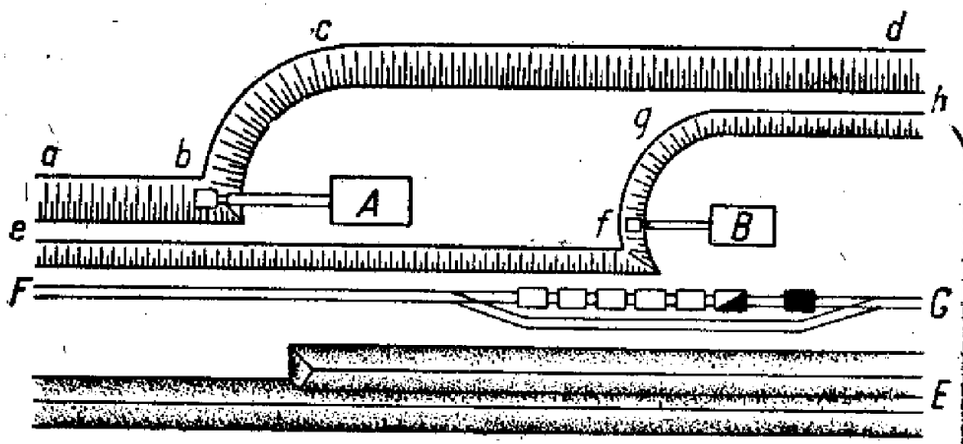


Рис. 354.

На схемах вскрышной забой обозначен буквами *abcd*, забой по полезному ископаемому—*efgh*, отвалы—*E*, вскрышной экскаватор—*A* и добычной экскаватор—*B*.

В первом случае, т. е. когда лопата сваливает породу в выработанное пространство, необходимо создать такие условия работы, при которых отвал мог бы быть расположен возможно ближе к экскаватору. Эта необходимость не дает возможности создать большой запас вскрытого полезного ископаемого, и добычной снаряд должен производить работу следом за вскрышным снарядом на только что вскрытой площади. Таким образом экскаваторы работают друг за другом почти в одну линию. Ширина свободного выработанного пространства (между откосом полезного ископаемого и откосом отвала) зависит от величины радиуса разгрузки вскрышного экскаватора.

На рис. 354 изображена схема работ, когда ширина свободной от отвалов площади выработанного пространства позволяет укладку откаточных путей *FG* для вывозки полезного ископаемого из-под добычного экскаватора. В тех же случаях, когда укладку путей в выработанном пространстве из-за малой ширины его произвести нельзя, приходится организовать тупиковую откатку по одной из схем, изображенных на рисунках 126, 127 и 128.

При нормальной работе ширина добычного забоя *fg* должна быть меньше ширины вскрышного забоя *bc*. Это требуется для того, чтобы между откосом *gh* полезного ископаемого и вскрышным откосом *cd* была невыработанная площадь полезного ископаемого. Ширина этой площади должна быть достаточна для прохода вскрышной механической лопаты назад к началу карьера. При несоблюдении этого условия работа снарядов будет производиться с перебоями. Действительно, если добычной экскаватор будет вырабатывать всю вскрытую площадь полезного ископаемого, то сзади вскрышного экскаватора будет находиться выработанное пространство. Вследствие этого вскрышной экскаватор, сделав один проход по всему фронту работ, для производства второго прохода не может возвратиться назад и должен будет врезаться в целик на глубину второй заходки. Во время этой работы экскаватор не может положить вынутую породу в отвал в выработанном пространстве, так как при отдалении снаряда от откоса *ef* радиус разгрузки его будет меньше расстояния от оси экскаватора до отвала. Поэтому породу придется вывозить. Однако для вывозки этой породы на сторону нельзя проложить рельсовые откаточные пути вдоль всего карьера, так как этому препятствует выработанное пространство. Да и прокладка таких путей из-за краткости срока их существования нерациональна. Все это заставит организовать вывозку породы в выработанное пространство. Организация такой вывозки затруднительна. Допустим, что так или иначе вскрышной экскаватор все-таки врезался на глубину второй заходки. Однако и после этого он не сможет работать, так как добычные снаряды не выработали полезного ископаемого и следовательно не освободили площади для отвала пустой породы. Таким образом вскрышной экскаватор должен будет прекратить работу до тех пор, пока добычной экскаватор не закончит выемку полезного ископаемого до конца карьера. После этого откаточные пути могут быть передвинуты ближе к добычному забою, и вскрышной экскаватор может начать работу по вскрыше; добычной же экскаватор должен ожидать, пока сзади вскрышного экскаватора не будет вскрыта достаточная площадь полезного ископаемого для нормальной его работы. В дальнейшем работа продолжается при перемещении экскаваторов в направлении, обратном предыдущему проходу. Для вывозки добытого полезного ископаемого в выработанном пространстве должна быть свободная от отвалов площадь, ширина которой позволяла бы прокладку откаточных путей. Из сделанного описания видно: 1) что в конце каждого прохода по очереди простаивают то вскрышные, то добычные экскаваторы, 2) что работа в конце каждого прохода затруднена и 3) что для вывозки добытого полезного ископаемого обязательно необходимо наличие откаточных путей вдоль всего фронта. В результате такой организации работы будут протекать ненормально и снаряды не будут использованы на полную их производительность.

При наличии же свободной площади по кровле полезного ископаемого между вскрышным откосом и откосом полезного ископаемого по всей длине фронта работ, вскрышной экскаватор, закончив первый проход, свободно

может возвратиться к началу карьера и начать разработку второй заходки сзади добычного экскаватора, имея рядом с собой выработанное пространство. Добычной экскаватор, закончив первый проход, также возвращается назад и начинает разработку сзади вскрышного экскаватора, как и при предыдущей заходке. В этом случае все проходы делаются в одном направлении. Само собой разумеется, что для прохода добычного экскаватора назад должна быть оставлена свободная от отвала площадь достаточной ширины для прохода добычного снаряда.

Во втором случае, т. е. когда пустая порода вывозится в вагонах в отвал (рис. 355), свободно может быть создан любой запас вскрытого полезного ископаемого и экскаваторы могут итти не в одну линию друг за другом.

Это смещение осей экскаваторов должно быть настолько велико, чтобы по полезному ископаемому между экскаваторами можно было проложить рельсовый путь для откатки породы из-под вскрышного экскаватора *A*. При такой схеме создается большая независимость работы обоих экскаваторов.

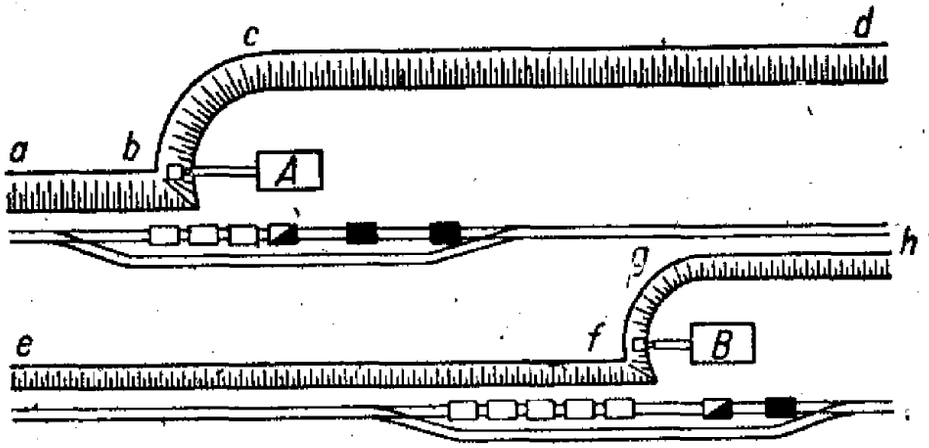


Рис. 355.

2) Схема при работе драгляйна. На рис. 356 изображена схема организации вскрышных работ драгляйном *A*, а добычных — механической лопатой *B*. Вскрышной забой обозначен линией *abcd*, а добычный — *efgh*. Драгляйн работает стоя на поверхности земли, а механическая лопата — на подошве полезного ископаемого. В общих чертах схема очень похожа на схему, изображенную на рис. 354 для работы одними механическими лопатами. Однако, благодаря тому, что драгляйн идет по дневной поверхности, эта схема дает большую независимость работы обоих снарядов, чем при механических лопатах. В самом деле, в случае задержки в работе добычного экскаватора *B* драгляйн, сделав проход до конца фронта, свободно может по дневной поверхности перейти к началу карьера и начать второй проход сзади добычного снаряда.

На рисунке изображена схема со свалкой добытой драгляйном породы в отвалы *E* в выработанном пространстве. Эта же схема остается и для случая работы с отвозкой породы в вагонах, но для вывозки породы по дневной поверхности должны быть проложены пути, обозначенные на рисунке пунктиром. Пути *FG* служат для вывозки добытого полезного ископаемого из-под экскаватора *B*.

Если добычу желательно производить также драгляйном, то добычной драгляйн *B* устанавливается на кровле пласта полезного ископаемого, как

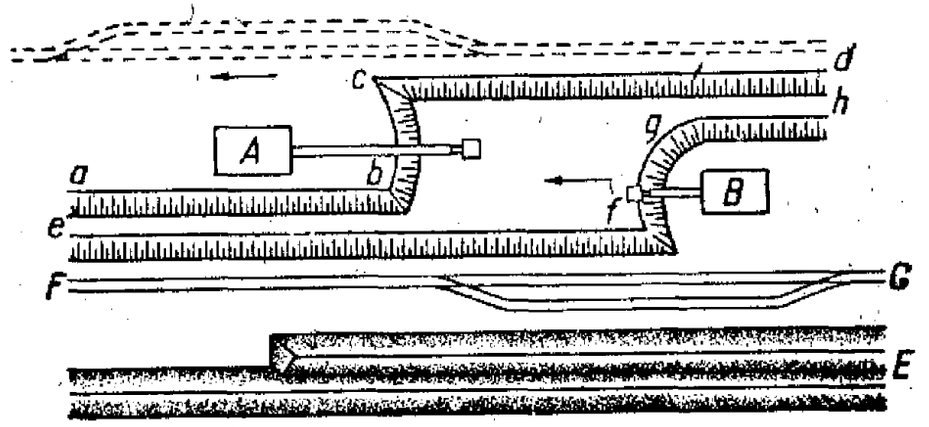


Рис. 356.

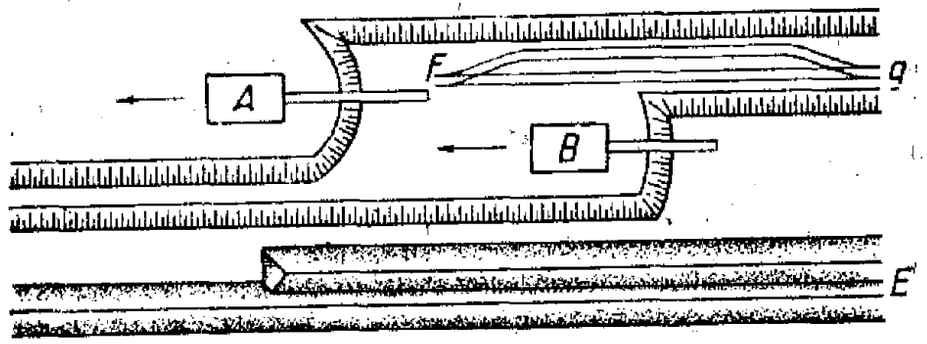


Рис. 357.

показано на рис. 357. Откаточные пути *FG* для отвозки полезного ископаемого могут быть проложены или на кровле полезного ископаемого, как изображено на рис. 357, или на подошве полезного ископаемого, как показано на рис. 356.

При работе двумя драгляйнами опережение работ вскрышного экскаватора должно быть больше, чтобы создать безопасность работ для добычного драгляйна.

§ 132. СХЕМА РАБОТЫ МНОГОЧЕРПАКОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

1. Схема работы многочерпаковыми экскаваторами без транспортера. Обычно для вскрышных работ с отвозкой породы стремятся применить многочерпаковый экскаватор с нижним черпанием (тифбаггер), так как при этом выигрывается высота подъема породы, а при

работах со свалкой породы в выработанное пространство — экскаватор с верхним черпанием (хохбаггер) с транспортером, ибо при этом транспортер получается менее длинный.

Для добычных работ во всех случаях, где только представляется возможным, стремятся вести разработку экскаваторами с нижним черпанием по той же причине, что в первом случае для вскрышных работ.

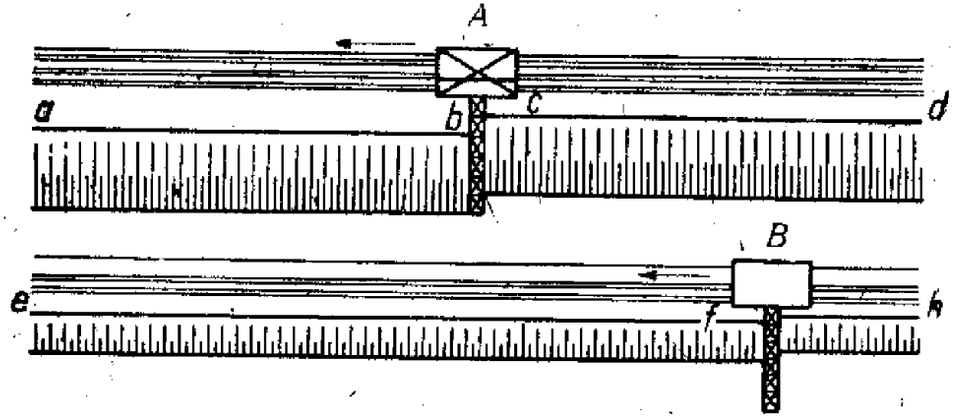


Рис. 358.

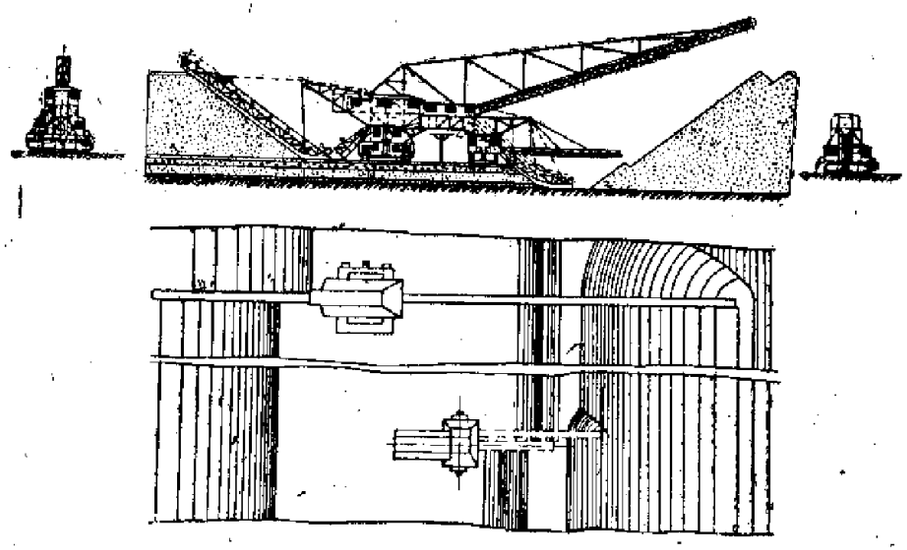


Рис. 359.

На рис. 358 изображена схема работ двух многочерпаковых экскаваторов с нижним черпанием: вскрышного экскаватора *A* и добычного—*B*. Вскрышной забой обозначен линией *abcd*, а добычный—*efh*.

Добычной экскаватор нормально должен работать сзади вскрышного. Откаточные пути, в зависимости от конструкции экскаваторов, прокладываются различно: при двухпортальных экскаваторах оба откаточные пути проходят под порталами экскаваторов, при однопортальном—грузовой путь

проходит под порталом снаряда, а порожняковый—около экскаватора со стороны противоположной откосу забоя, при гусеничных же экскаваторах, которые обычно не имеют порталов, оба пути проходят около экскаватора со стороны противоположной откосу забоя.

2. Схема работы многочерпаковыми экскаваторами с транспортером. На рис. 359 изображена схема работы вскрышного экскаватора с верхним черпанием, со свалкой породы в выработанное пространство при помощи транспортера и добычного с нижним черпанием с коротким транспортером для свалки прослойка в выработанное пространство. В этом случае, как ясно из рисунка, оба экскаватора работают с одной рабочей площадки, а потому эта площадка должна быть шире, чем при первой схеме.

Экскаваторы на площадке должны быть так расставлены, чтобы добычной экскаватор свободно мог проходить под транспортером вскрышного экскаватора. Последнее бывает необходимо при разминовке экскаваторов, когда вскрышной экскаватор, кончив продвижение вперед, начинает двигаться назад, а добычный еще продолжает продвижение вперед для выработки до конца площади, вскрытой вскрышным экскаватором. Особенно строго необ-

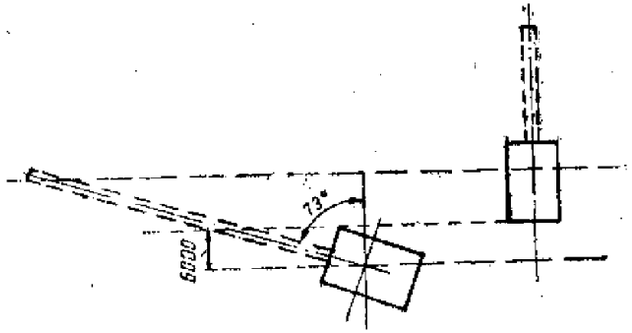


Рис. 360.

ходимо соблюдать указанное правило при применении рельсовых неповоротных экскаваторов, так как они не могут повернуть транспортер вдоль оси пути, чтобы дать проход добычному экскаватору. Экскаваторы на гусеничном ходу такой поворот могут сделать на собственных гусеницах, но все же и для них эта операция не является желательной, так как при этом гусеницы портят поверхность полезного ископаемого и кроме того бесполезно для работы теряют время, что уменьшает их производительность. На рис. 359 расстановка гусеничных экскаваторов как раз имеет указанный недостаток, что ясно видно из того, что габарит добычного снаряда закрывает часть габарита вскрышного.

Для разминовки расставленных таким образом экскаваторов необходим маневр вскрышного экскаватора для поворота транспортера в положение, близкое к оси пути, как показано на рис. 360.

Чтобы избежать этого, следовало бы расширить рабочую площадку, а следовательно удлинить и транспортер вскрышного экскаватора.

3. Схема работы многочерпаковых экскаваторов транспортным вагоном. На рис. 361 изображена схема работы двух вскрышных поворотных многочерпаковых экскаваторов *A*, которые подают добытую ими породу на транспортный вагон *B*, и добычного неповоротного

экскаватора *C*. Вскрышные многочерпаковые экскаваторы расположены по обеим сторонам бандвагена (рис. 361, фиг. *1*) и подают на бандваген породу при помощи коротких боковых транспортеров. Благодаря поворотности вскрышные экскаваторы разрабатывают попеременно два уступа: верхний с верхним черпанием и нижний с нижним черпанием (рис. 361, фиг. *2*) и тупик забоя. Бандваген, если ширина его хода совпадает с шириной хода рельсовых экскаваторов, перемещается по экскаваторным путям; если же применяется очень длинный транспортер бандвагена, вслед-

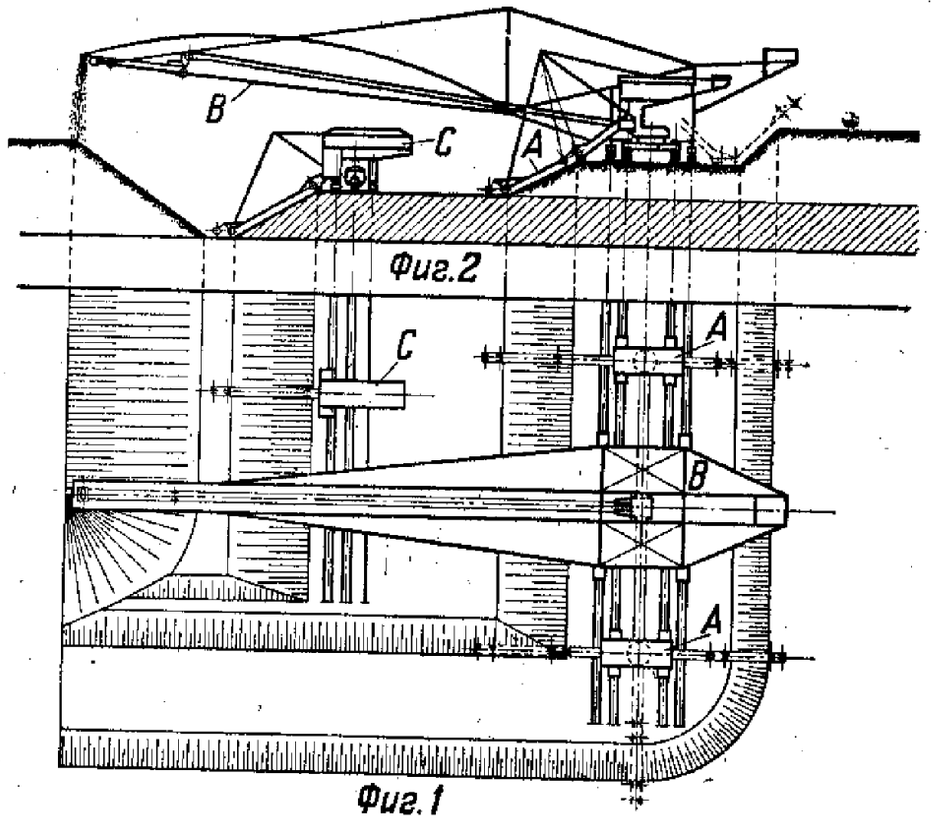


Рис. 361.

ствие чего ширина его хода больше ширины хода экскаваторов, то бандваген перемещается по путям, проложенным специально для него. Последний случай изображен на рис. 361.

Естественно, что с бандвагеном может работать и один вскрышной экскаватор.

4. Схемы работы с мостовым транспортером. Целый ряд схем работы по вскрыше и добыче многоковшевых экскаваторов с мостовым транспортером приведены в главе IX, а поэтому в настоящем параграфе приведем только схему, запроектированную *Государственным Институтом по проектированию в промышленности неметаллических*

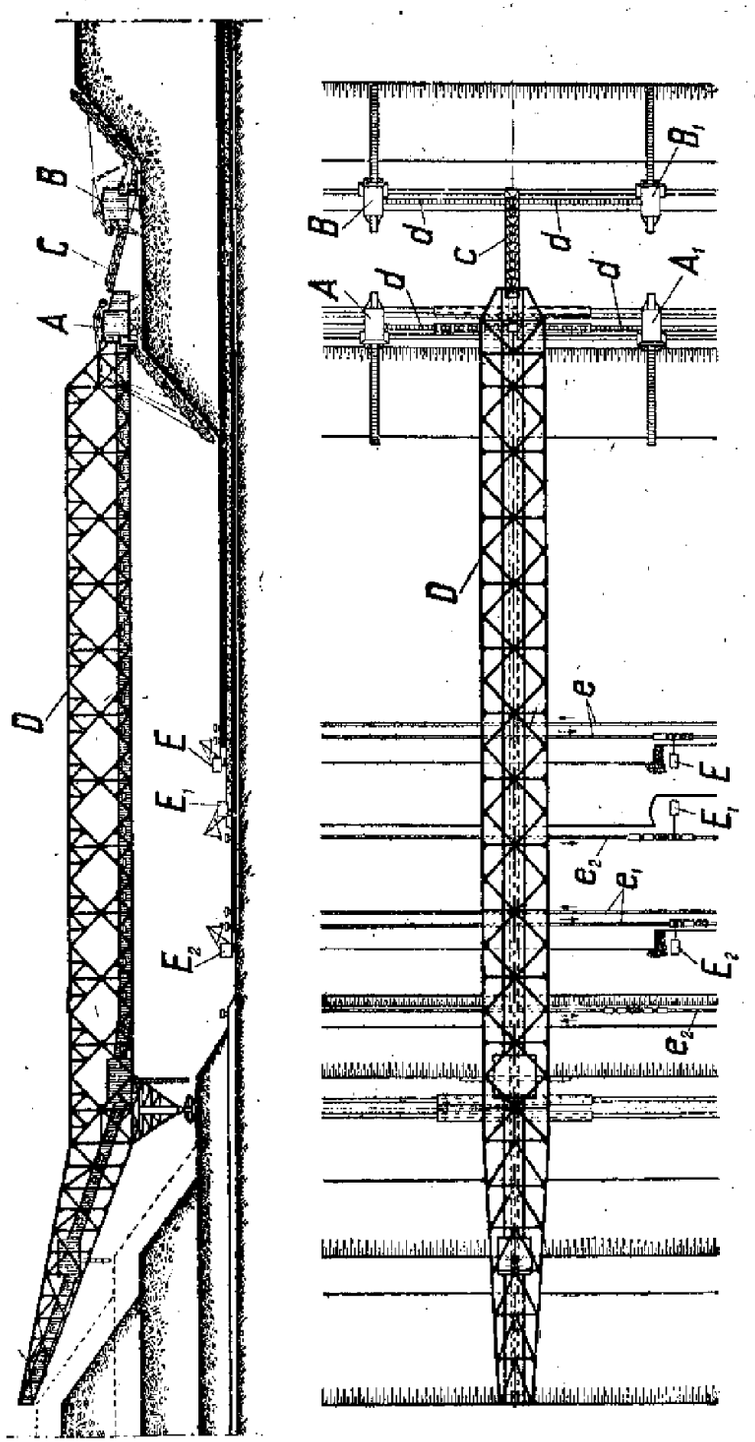


Рис. 362.

ископаемых (Гипронемет) для открытых работ в Подмосковном каменноугольном бассейне (рис. 362).

В этой схеме разрабатываются два сближенных почти горизонтальных пласта угля при значительной мощности перекрывающих их пустых пород. Мощность верхнего угольного пласта 2,7 *м*, пропластка, состоящего

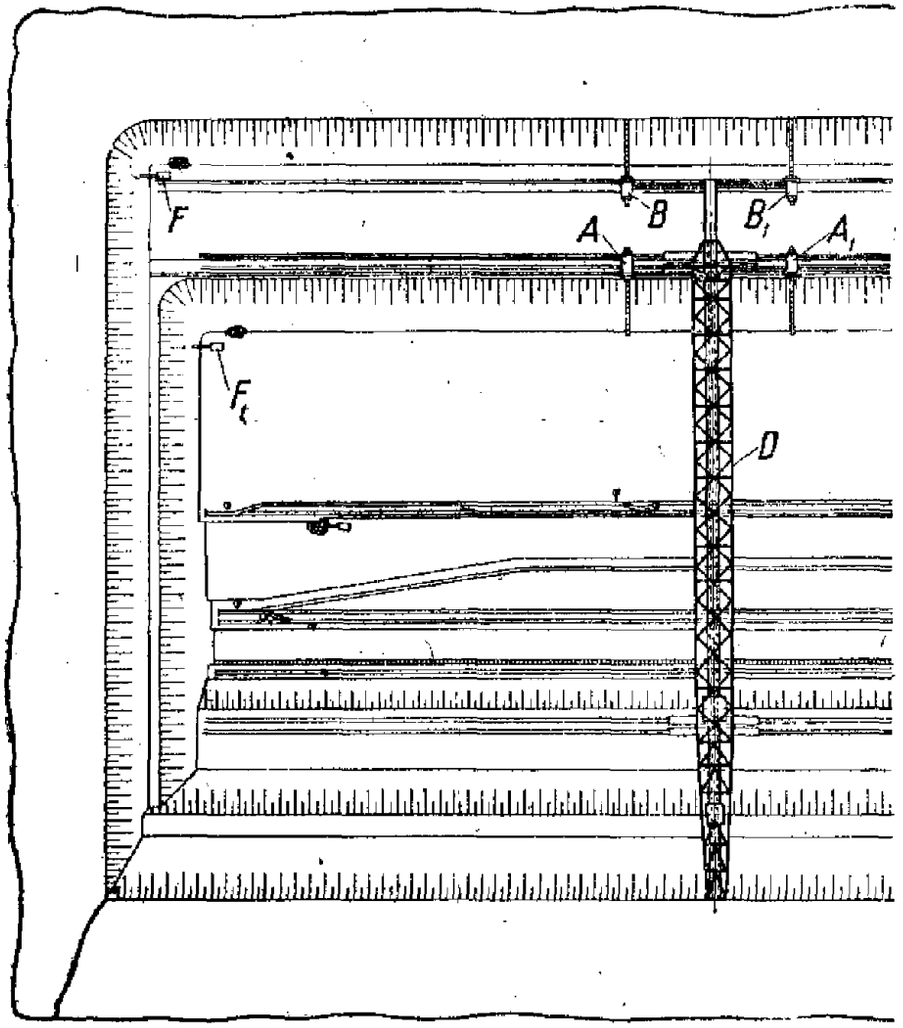
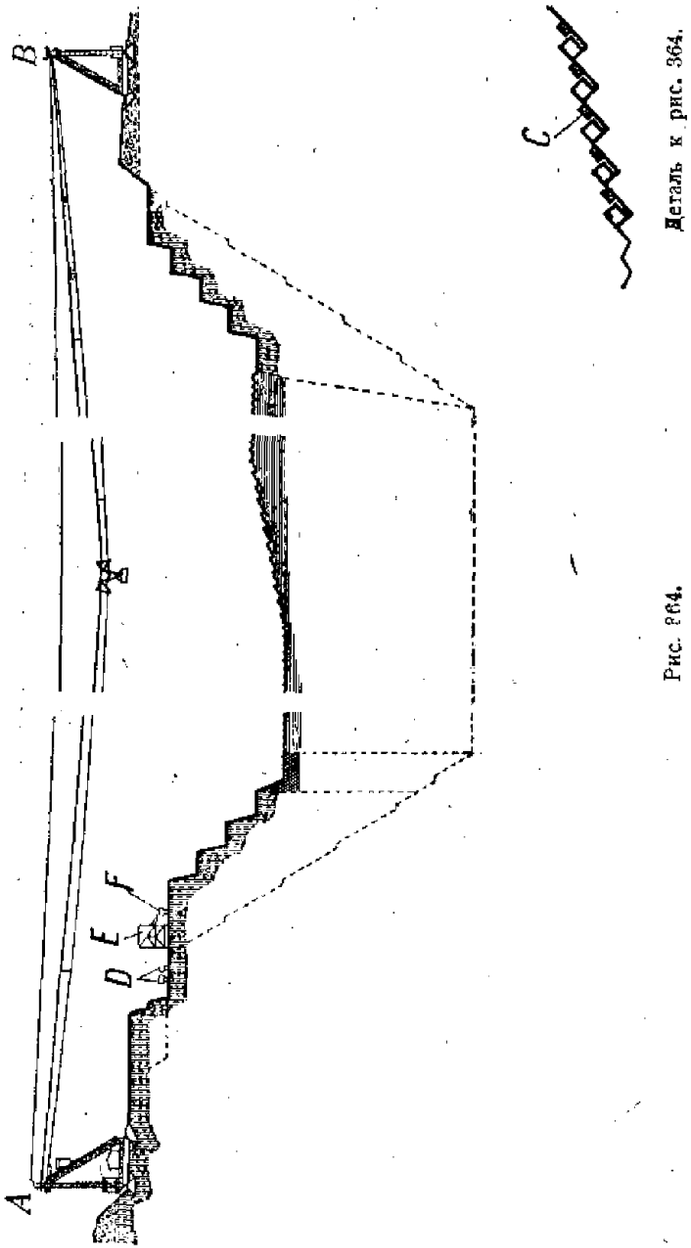


Рис. 363.

из глинистых пород—1,8 *м* и нижнего угольного пласта— 1,4 *м*. Наносы имеют переменную мощность. Из схемы видно, что вскрышные работы ведутся с одной рабочей площадки четырьмя неповоротными многочерпаковыми экскаваторами: двумя экскаваторами типа тифбаггер A и A_1 и двумя хохбаггерами B и B_1. Все экскаваторы при помощи дополнительного мостового транспортера C и боковых транспортеров d передают добываемую

ими породу на мостовой транспортер D. Селективная добыча угля и пропластка, благодаря сравнительно малой мощности каждого пласта в отдельности, производится тремя механическими лопатами E, E_1 и E_2. Для отвозки угля проложены на каждом пласте двуколейные пути e и e_1, а порода пропластка по пути e_2 отвозится в выработанное пространство и образует нижнюю часть отвала.

Благодаря тому, что в описываемой схеме для вскрышных работ при-



Деталь к рис. 364.

Рис. 364.

менены неповоротные экскаваторы, а конфигурация месторождения требует удлинения фронта работ, для разработки тупиков пришлось применить работу двух механических лопат F и F_1, из которых одна идет по рабочей площадке вскрышных экскаваторов, а вторая — по кровле первого угольного пласта (рис. 363). Чтобы не создавать транспорта пород из-под механических лопат, применен метод перелопачивания. Механические лопаты, разрабатывая тупик, сваливают добытую породу сзади себя, затем эта порода подбирается соответствующим многочерпаковым экскаватором и передается на мостовой транспортер.

§ 133. СХЕМА ПРИМЕНЕНИЯ КАБЕЛЬ-КРАНА ДЛЯ ВЫДАЧИ ИЗ КАРЬЕРА ШТУЧНОГО КАМНЯ

На рис. 364 изображена схема разработки талькового камня, запроектированная Гипронеметом для случая, когда слоистость камня имеет падение, близкое к 45°. Выдача из карьеров блоков камня производится кабель-краном, у которого машинная башня обозначена буквою A, а контрбашня — буквою B. Отделение блоков от массива производится 1) по наклонным плоскостям, перпендикулярным слоистости, врубовыми машинами C (см. деталь); 2) по боковым вертикальным плоскостям (в плоскости чертежа) — отбойными молотками и 3) по плоскостям слоистости — бурением с последующей расклинкой. Одновременно разрабатывается несколько уступов талькового массива; по каждому уступу идет одна машина. Благодаря наклону слоистости, забой всего карьера имеет зубчатую форму. Добытые блоки поднимаются кабель-краном и грузятся на платформы D, откатывающиеся по путям, проложенным по борту карьера.

Получающаяся при отбойке мелочь талькового камня, ибо она является тоже полезным ископаемым, выдается тем же кабель-краном в кюбелях. Из кюбелей мелочь ссыпается в бункер E, из которого поступает по течке в вагон F.

ГЛАВА ШЕСТНАДЦАТАЯ

ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ В КАРЬЕРЕ

§ 134. ВОДООТЛИВ

Для успешного ведения открытых разработок весьма существенное значение имеет своевременный отвод грунтовых и атмосферных вод от места работы и из карьера вообще.

Соблюдение этого положения необходимо с одной стороны для предупреждения затопления карьера во время ливня, а с другой — для улучшения условий работы и следовательно связанной с ними производительности рабочих и машин.

Затопление карьера:

1) всегда влечет за собой перерыв в работе не только на период самого затопления, но и на время, которое необходимо для приведения карьера в порядок. В самом деле, при затоплении происходит заливание откаточных путей и вскрытого полезного ископаемого, а в слабых породах могут происходить размывы и обвалы откосов. Все это необходимо вновь зачистить и привести в порядок, а на это требуются время и средства.

2) Иногда может произойти или временная порча оборудования, или даже гибель машин. Последняя может иметь место даже в том случае, если сама машина не затоплена водой. Причиной же могут быть обвалы откосов, подмытых у подошвы водой.

Плохой отвод вод из карьера:

1) ухудшает дренаж забоев;

2) уменьшает производительность экскаваторов, так как *чем больше порода содержит влаги, тем хуже она экскавируется*;

3) уменьшает продолжительность сезона работ, так как способствует замерзанию забоев.

Все сказанное заставляет обратить самое серьезное внимание на правильную организацию водоотлива. Эта организация должна вестись в двух направлениях, а именно:

1) для предупреждения попадания в карьер атмосферных вод с прилегающей к нему поверхности,

2) для отвода вод, попавших в карьер.

Для выполнения первого мероприятия на поверхности, имеющей уклон в сторону карьера, должны проводиться защитительные канавы в направлении перпендикуляр ном направлению уклона. Расстояние защитительной канавы от ближайшего откоса карьера должно быть возможно меньшим, так как это уменьшает площадь поверхности, с которой атмосферная вода может попадать в карьер. Однако это расстояние со стороны разрабатывающегося забоя не должно быть и слишком мало, ибо при малом расстоянии при подвигании забоя потребуется частая проходка новых канав, и затраты на про-

ходку их превысят расходы по отводу вод из карьера. Поэтому величина расстояния должна быть проанализирована для каждого конкретного случая.

Проходка канав может быть произведена или вручную или экскаваторами-канавокопателями, описанными во II части курса „Горные выработки и горные работы". Однако следует заметить, что до сих пор, даже за границей, в горном деле канавокопатели не получили широкого распространения. Причиной этому служит сравнительно малый объем работы, который недостаточен для загрузки снарядов на полную их производительность.

Отвод вод, попавших в карьер, производится:

1) самотеком по канавам во всех случаях, когда применение такого способа допускают рельеф поверхности или условия залегания, т. е. наличие глубоких оврагов или залегание полезного ископаемого на склоне горы;

2) при помощи искусственного водоотлива (насосов), когда не представляется возможным отвести воду одними только канавами. В этом случае в наинизшем месте подошвы карьера должен быть устроен водосборник, к которому вода должна подводиться по канавам, проведенным вдоль фронта всех работ. Вода собирается в водосборник и из него выкачивается на поверхность насосами. В случае применения для дренажа полезного ископаемого подземных выработок (часть I, стр. 78) все поверхностные воды рационально спускать в подземные выработки и уже из них выкачивать по шахте или отводить по штольне. Для спуска вод в подземные выработки, если таковые пройдены ниже подошвы полезного ископаемого, следует проходить на них с подошвы карьера скажины или шурфы. К шурфам или скважинам вода должна подводиться по канавам.

При волнистом залегании подошвы карьера иногда для спуска воды приходится проводить глубокие канавы, что может быть невыгодным. В таких случаях для откачки воды из впадин можно применить подвижные насосные установки.

Подвижная насосная установка представляет собой монтированный на платформе насос с мотором. Такая платформа может быть подведена к любому месту карьера для перекачки воды в ближайшую канаву.

Мощность стационарной водоотливной установки, обслуживающей водоотлив со всего карьера, должна быть рассчитана по суммарному наибольшему притоку грунтовых и ливневых вод за вычетом испарения и поглощения вод подстилающими породами. Насосная установка должна состоять из одного мощного насоса (на случай ливней) и из нескольких насосов с меньшей производительностью, рассчитанной на нормальный приток. Таким образом при отсутствии дождей в работе будет находиться один насос, а остальные стоять в резерве и пускаться в ход по мере надобности. Желательно, чтобы насосная установка состояла не менее чем из 3 насосов.

Необходимо следить за тем, чтобы воды, выведенные на поверхность, имели свободный сток и не могли просачиваться обратно в карьер. Для этого иногда на поверхности приходится прокладывать лотки или трубы.

В параграфе 28, 1-й части настоящего курса, указаны методы предварительного дренажа участка, подлежащего разработке. В настоящем же параграфе укажем на способ организации водоотлива при проходе первоначальных глубоких траншей без предварительного осушения. Следует заметить, что такая проходка возможна только в хорошо *водоотдающих породах* и при сравнительно небольшом притоке воды. Метод заключается в том, что траншея проходится не сразу на всю проектную глубину, а по частям ступенями, отчего и метод получил название *ступенчатого метода*. Схема организации водоотлива при ступенчатом методе изображена на

рис. 865. Траншея сначала проходится глубиной до поверхности грунтовых вод, но во всяком случае не глубже 5—6 *м*.

Такая глубина объясняется тем, что с большой глубины насосы, установленные на дневной поверхности, будут плохо брать воду. С подошвы полученного первого уступа проходятся скважины глубиной до 6 *м*. Насосы *А* с поверхности переносятся на первый уступ, и ими вода выкачивается из скважин.

Этим достигается понижение уровня грунтовых вод перед дальнейшей углубкой траншеи. Затем начинается углубка траншеи на следующие 5—6 *м*.

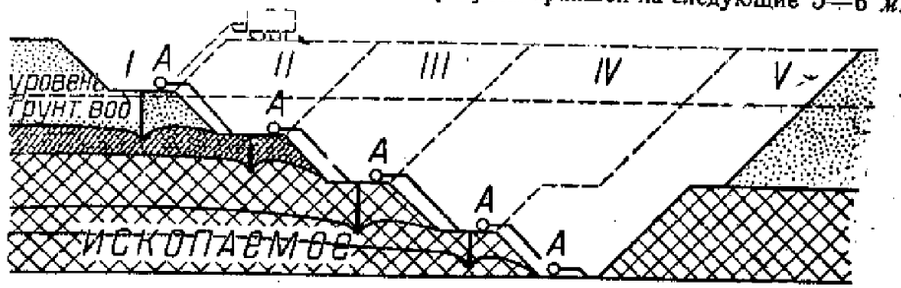


Рис. 865.

С подошвы второго уступа опять проходятся скважины такой же глубины, как и в первом случае, и на подошву второго уступа переносятся насосы с первого уступа. При откачке воды из скважин уровень грунтовых вод еще более понижается. После этого начинается углубка траншеи третий раз, и работа повторяется описанным образом до тех пор, пока траншея не будет пройдена на всю проектную глубину. В дальнейшем же, когда траншея будет пройдена, она сама будет обслуживать дренаж прилегающих к ней участков площади, подлежащей разработке.

Расстояние между скважинами зависит от характера пород: в глубоких песках в верхних ступенях обычно расстояние делается в 120 *м* и по мере углубления траншеи уменьшается до 50 *м*, в мелких же песках расстояние на нижних ступенях делается в 40 и даже в 25 *м*.

Заканчивая описание водоотлива, необходимо указать, что

для обеспечения правильной работы карьера должны быть дренированы и грунтовые воды в породах, подстилающих полезное ископаемое.

Особенно это необходимо при наличии в подстилающих породах большого притока грунтовых вод, находящихся под напором.

В этом случае при несоблюдении достаточного дренажа нижележащих пород всегда возможен прорыв вод в карьер, последствием чего может быть его затопление.

Дренировать почву можно или подземными выработками, как указано в § 28, или при помощи буровых скважин.

§ 135. ВЕНТИЛЯЦИЯ

У каждого, кто прочтет заголовок настоящего параграфа, невольно возникнет вопрос: „Нужно ли говорить о вентиляции открытых разработок, когда они и без того находятся под открытым небом и на свежем воздухе?" А между тем вентиляция открытых разработок в некоторых случаях существенно необходима.

Действительно, все легкие опасные и вредные газы, такие, как метан (CH_4), не страшны для открытых разработок, так как, выделившись из породы, они немедленно удаляются в атмосферу. Другое положение получается с тяжелыми вредными газами, такими, как сероводород (H_2S), сернистый газ (SO_2), которые благодаря тому, что они тяжелее воздуха, выделившись из породы, не могут удалиться в атмосферу, а стелются по подошве выработки и отравляют организм рабочих.

Удаление газов из открытых выработок возможно тремя способами:

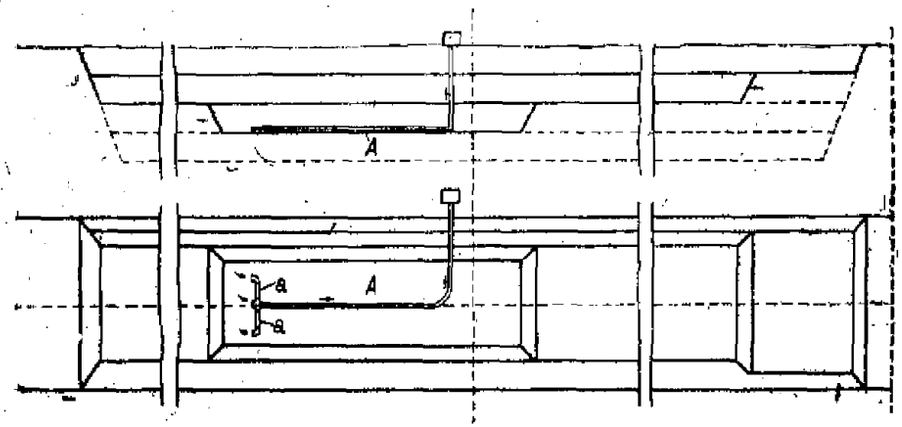


Рис. 366.

1) *высасыванием воздуха по трубам*, проложенным по подошве выработки, 2) *орошением почвы выработок* и 3) *выдуванием воздуха из карьера* при помощи мощных вентиляторов, нагнетающих воздух.

Следует отметить, что методы удаления газов из открытых разработок еще недостаточно разработаны.

На рис. 366 приведена схема удаления газов по первому методу, разработанная Гипронеметом. По почве выработки проложена магистральная вентиляционная труба *A*, от которой идут к рабочим местам ответвления *a*.

Магистральная вентиляционная труба присоединена к вентилятору, который всасывает воздух из карьера по указанным трубам через отверстия в ответвлениях *a*. При работе вентилятора около отверстий создается разрежение, которое вызывает приток воздуха к отверстию со всех сторон, в том числе и из слоев воздуха, ближайших к почве выработки, где и содержатся вредные газы. В виду того, что некоторые газы могут портить металлические трубы, последние должны быть хорошо проолифлены.

Метод орошения может дать хорошие результаты в тех случаях, когда в карьере имеются газы, которые хорошо растворяются в воде, или когда в воде растворены вещества, которые при соприкосновении с вредными газами могут давать химические соединения (поглощать вредные газы). В обоих случаях вредные газы удаляются вместе с водой по канавам.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ, ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ПРИ СОСТАВЛЕНИИ I и II ЧАСТЕЙ КУРСА

Русская литература

1. Проф. *Шевяков Л. Д.* Разработка месторождений полезных ископаемых. Издание Донуглля, 1928 г.
2. *Дубелир Г. Д.* и *Толстопятов В. М.* Земляные работы. Госиздат 1927 г.
3. *Бернацкий Л. Н.* Условия устойчивости земляных масс. Транспечать 1926 г.
4. *Веригин Ф. Н.* Курс земляных работ. Госиздат 1930 г.
5. *Ганфштенгель Г.* Механизация транспорта массовых грузов. Госуд. Научно-технич. изд. 1931 г.
6. *Мерш.* Экскаваторы в горном деле.
7. *Нечаев М. З.* Механизация мелиоративно-осушительных работ.
8. *Митке.* Система разработок рудных залежей.
9. *Базыкин К.* Машина в военно-инженерном деле. Экскаваторы. Госуд. военное изд. 1931 г.
10. *Самойлов И. А.* Как производить корчевание. Сельколхозгиз 1931 г.
11. Проф. *Советов С. А.* Курс общей гидрологии.
12. *Гаманн Г.* Гидравлика и ее приложение к сельскому хозяйству. 1911 г.
13. *Гефер Г.* и *Семихатов А.* Подземные воды и источники. Артезианские и глубокие грунтовые воды Европейской части СССР. Госиздат 1925 г.
14. *Принц Е.* Гидрогеология. Сельколхозгиз 1932 г.
15. Почвенные и грунтовые воды. Сельколхозгиз 1931 г.
16. Проф. *Дубах А. Д.* Сельскохозяйственная мелиорация для агрономов и лесоводов. Госиздат 1931 г.
17. *Пиль Р.* Поиски и разведка рудных месторождений. Госуд. Научно-технич. изд. 1931 г.
18. *Ткаченко М. Е.* Очистка лесосек. Сельколхозгиз 1931 г.
19. *Крейн В. Р.* Методы разработки руд. Госуд. Научно-технич. изд. 1931 г.
20. *Онезорге А. И.* Открытые работы в горном деле. Институт прикладной минералогии, 1931 г.
21. *Лукницкий.* Организация строительных работ, часть II.
22. *Смирнов Н. Н.* Расчет скреперных установок (рукопись).
23. *Смирнов Н. Н.* Кабель-краны (рукопись).
24. *Носов А. Н.* Наклонные подъемники большой производительности (рукопись).
25. *Тимофеев В. А.* Выбор наивыгоднейшего состава поезда в условиях откатки на открытых разработках (рукопись).
26. *Хютте.* Транспортный.
27. *Хютте.* Справочная книга для инженеров. 1926 г.
28. *Стешенко А. И.* Разработка полезных руд в Криворожьи.

На английском языке

1. *Peel R.* Mining Engineers Handbook.
2. *Barnes W.* Excavating Machinery as represented by Power Shovels, Drag Lines and Grabbing Cranes, 1928 г.
3. *Daniel S. B.* Excavation Machinery Methods and Costs.
4. *Greenwell A.* and *Vincend Elsden* I. Practical stone Quarrying, 1913 г.

На французском языке

1. *Clére M.* Traité d'Exploitation des Carrières.

На немецком языке

1. *Rathjens J.* Erfahrungsergebnisse über Trockenbaggerbetriebe, 1928 г.
2. *Karl Eduard Schmidt.* Die Entwicklung der Gleisrückmaschinen und das maschinelle Gleisrücken, 1925 г.

Журналы русские

1. *Уголь № 62*, статья *Ростовцева Д. С.* и *Власова И. В.* Бурые угли Германии и их разработка.

2. *Минеральное сырье* 1931 г. № 5 — 6, статья *Шорохова С. М.* Важнейшие данные по многоковшевым экскаваторам.

3. *Цветные металлы* 1932 г. № 1, статья *Барбот-де-Марни Е. Н.* К вопросу о селективной р зработке месторождений полезных ископаемых.

4. *Горный журнал* за 1929, 1930 и 1931 г.

Английские

1. *Rock Products* 1931 г. 2. *Engineering and Mining Journal* 1931 г. 3. *Canadian Mining Journal* 1931 г 4. *The Quarry Mahages Journale* 1932 г., март.

Немецкие

1. *Braunkohle* 1929, 1930 и 1931 гг. 2. *Die Stein-Industrie.*

Каталоги и предложения фирм

Германских: *Flottmann, Krupp, Lübecker Maschinenbau-Gesellschaft, Sauermann, Buckau, Meyer, Menck und Hambrock, Hasenclever, Lauchhammer, Demag.*

Американских: *Bucyrus, Marion, Sullivan, Lincoln, Nordberg Mfg. Co.*

Проекты Государственного института по проектированию в промышленности неметаллических ископаемых.

Материалы Бюро стандартизации Государственного института по проектированию в промышленности неметаллических ископаемых (Гипронемет).

ОГЛАВЛЕНИЕ

Стр.

Глава седьмая. **Проходка траншей**

§ 46. Общие сведения . . . 3
§ 47. Продольная проходка траншей . . . 5
§ 48. Продольная проходка вручную, возка поездами по рельсовым путям . 5
§ 49. Продольная проходка траншей одноковшевыми экскаваторами, возка поездами по рельсовым путям . . . 8
§ 50. Организация рельсового транспорта при проходке траншей . . . 12
§ 51. Экскаваторные пути при проходке траншей . . . 17
§ 52. Определение элементов работ при проходке траншей механической лопатой . . . 18
§ 53. Продольная проходка траншей многочерпаковым экскаватором . . . 19
§ 54. Поперечная проходка траншей . . . 21
§ 55. Поперечная проходка вручную при тачечной и конной отвозке пород . 21
§ 56. Поперечная проходка траншей экскаватором при отвозке в вагонетках . 22
§ 57. Штольневой способ проходки траншей . . . 24
§ 58. Вопросы для самопроверки . . . 25
§ 59. Задача и практические работы . . . 25

Глава восьмая. **Снятие наносов.**

§ 60. Общие сведения . . . 27
§ 61. Производство вскрыши скреперами . . . 28
§ 62. Расчет производительности скреперной установки . . . 35
§ 63. Производство вскрыш башенными экскаваторами . . . 38
§ 64. Описание установок башенных экскаваторов в Германии . . . 48
§ 65. Расчет производительности башенных экскаваторов . . . 56
§ 66. Производство вскрыши драглайном . . . 59
§ 67. Определение рабочих размеров драглайна . . . 61
§ 68. Производство вскрыши механической лопатой . . . 65
§ 69. Определение рабочих размеров механической лопаты при работе с завалкой выработанного пространства . . . 69
§ 70. Производство вскрышных работ многочерпаковыми экскаваторами . . 70
§ 71. Определение длины транспортера для сналки породы в выработанное пространство . . . 82
§ 72. Вопросы для самопроверки . . . 84
§ 73. Задачи . . . 85

Стр.

Глава девятая. **Работа на отвалах.**

§ 74. Общие сведения . . . 86
§ 75. Работа на отвалах при подвозке породы в вагонах . . . 86
§ 76. Транспортный вагон. Одноопорный мостовой транспортер . . . 100
§ 77. Мостовые двухопорные транспортеры . . . 102
§ 78. Краткое описание мостовых транспортеров на рудниках Германии . . 106
§ 79. Технические показатели работы мостовых транспортеров в Германии . . 119
§ 80. Сравнение работы башенных экскаваторов и мостовых транспортеров . 121
§ 81. Определение рабочих размеров мостового транспортера . . . 123
§ 82. Восстановление для хозяйственных нужд площадей, испорченных открытыми разработками . . . 125
§ 83. Вопросы для самопроверки . . . 127
§ 84. Задачи . . . 127

Глава десятая. **Добыча полезного ископаемого** (очистная добыча).

§ 85. Общие сведения . . . 128
§ 86. Общие положения о выемке полезного ископаемого экскаваторами . 128
§ 87. Выемка пневматическим инструментом . . . 133
§ 88. Выемка с применением взрывных работ . . . 136
§ 89. Выемка штучного камня . . . 137
§ 90. Вопросы для самопроверки . . . 143

Глава одиннадцатая. **Откатка.**

§ 91. Общие сведения . . . 144
§ 92. Ширина колеи . . . 145
§ 93. Откаточные сосуды . . . 145
§ 94. Вагоны-платформы . . . 146
§ 95. Опрокидывающиеся вагонетки с кузовом V-образной формы . . . 147
§ 96. Опрокидывающиеся вагоны с кузовом ящикообразной формы . . . 148
§ 97. Вагоны с опрокидным дном . . . 151
§ 98. Саморазгружающиеся вагоны . . . 152
§ 99. Тяговые средства . . . 155
§ 100. Откатка в грабарках и колымажках . . . 156
§ 101. Определение производительности возки подводами . . . 157
§ 102. Цепная откатка . . . 159
§ 103. Откатка автомобилями и тракторами . . . 160
§ 104. Откатка подвижными двигателями по рельсовым путям . . . 164
§ 105. Откатка по системе Вудфорда . . . 172
§ 106. Организация откатки по рельсовым путям . . . 174
§ 107. Стоимость откатки . . . 180
§ 108. Откатка при помощи транспортеров . . . 184
§ 109. Вопросы для самопроверки . . . 185
§ 110. Задачи . . . 185

Глава двенадцатая. **Передвижка пути и путепередвигатели.**

§ 111. Классификация машин для передвижки путей . . . 186
§ 112. Путепередвигатель Нордберга . . . 187
§ 113. Машина со стрелой для непрерывной передвижки пути . . . 190
§ 114. Мостообразная машина для непрерывной передвижки путей . . . 195
§ 115. Некоторые указания об обслуживании путепередвигателей . . . 198
§ 116. Вспомогательные устройства для маневрирования на экскаваторных путях . . . 201
§ 117. Вопросы для самопроверки . . . 203

Глава тринадцатая. **Анализ работы экскаваторов.**

§ 118. Вывод формул производительности одночерпаковых экскаваторов со стрелой . . . 204
§ 119. Определение наивыгоднейшей производительности одночерпакового экскаватора со стрелой . . . 218
§ 120. Определение производительности многочерпаковых экскаваторов . . . 226
§ 121. Определение производительности многоковшевого экскаватора . . . 238
§ 122. Вопросы для самопроверк . . . 243
§ 123. Задача . . . 243

Стр.

Глава четырнадцатая. **Подъем**

§ 124. Общие сведения 244
§ 125. Подъем по наклонному подъемнику в вагонах большой емкости . . . 244
§ 126. Расчет производительности наклонного подъемника 256
§ 127. Деррик-краны 259
§ 128. Кабель-краны 265
§ 129. Определение производительности кабель-кранов 271
§ 130. Вопросы для самопроверки 272

Глава пятнадцатая. **Схемы работ в карьерах.**

§ 131. Схемы работы одночерпаковых экскаваторов со стрелой 274
§ 132. Схемы работы многочерпаковых экскаваторов 277
§ 133. Схема применения кабель-крана для выдачи из карьера штучного камня 284

Глава шестнадцатая. **Вспомогательные работы в карьере.**

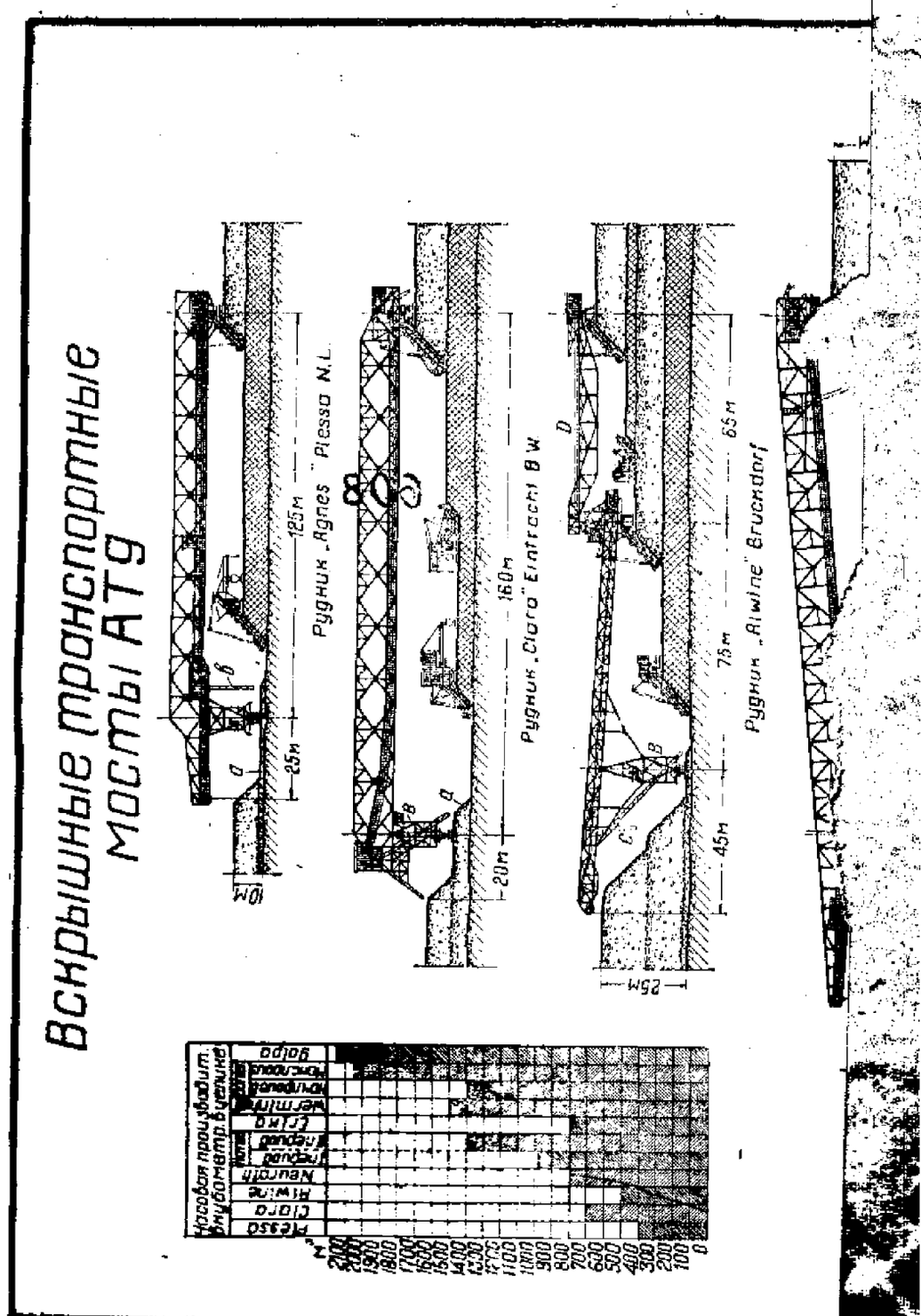
§ 134. Водоотлив 285
§ 135. Вентиляция 287
Список литературы использованной при составлении I и II части курса . . . 289

608

~~51690~~

Сдано в набор 1 августа 1932 г.
Поступило к печати 3 ноября 1932 г.
Формат бумаги 62 × 94.
Количество печатных листов 15½.
Количество печатн. знаков в листе 55512.

Ответственный редактор Е. Фалькн.
Технический редактор А. М. Усова.

Индекс Т-56-5-2.
Лит.отдел № 58149.

Горгаз №66.
Заказ № 1052. Тираж 10000 экз.