

622.271:658.011.56

В 45

И. Р. ВОРОШИЛИН



МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

Металлургия
1945

622.24
B3 751
622
14

622.241:658.011.56
B45

Канд. техн. наук И. Р. ВОРОШИЛИН
Свердловский горный институт

Д Е П

КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

45-723
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР

Л
ЛН
ЭВЛ
ДПН
ЭКС
Рем
Р
2м

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА БССР



ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
Свердловск 1945 Москва

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
39	2 стр.	кг/м	кгм
101	2 стр.	мощностью в 75 л. с.	мощностью в 7,5 л. с.
169	1 стр.	фиг. 146	фиг. 113
276	13 стр.	форму	ферму
320	3 стр.	$M=0,97 \frac{hd^2l}{2D} p_k$	$M=0,97 \frac{nd^2l}{2D} p_k$
338	5 стр.	50 m	60 m
351	23 "	$\frac{F_k v}{270}$	$\frac{F_k v}{270\mu}$
354	8 стр.	$Q_1 = \frac{F_k - P (\omega_0'' - i)}{\omega_0' + i}$	$Q_1 = \frac{F_k - P (\omega_0'' + i)}{\omega_0' + i}$
376	14 стр.	через Q_c	через Q_e
419	18 стр.	Е. Ф. Шишко	Е. Ф. Шешко

ВВЕДЕНИЕ

§ 1. Открытые работы, их место в горной промышленности; народном хозяйстве и в обороне страны

По запасам всех важнейших видов полезных ископаемых, залегающих в недрах земли, Советский Союз занимает либо первое, либо одно из первых мест в мире, поэтому наша страна по праву считается богатейшим государством земного шара.

Эксплоатация полезных ископаемых, как известно, производится двумя основными способами — открытым и подземным, степень распространения которых в горной промышленности той или иной страны определяется природными условиями, т. е. мощностью и характером залегания полезных ископаемых в недрах земли и в известной мере уровнем развития техники.

Крупнейшие по своим запасам месторождения железных и медных руд, бурого угля, строительных материалов и других ископаемых, вполне благоприятных для эксплуатации открытым способом, были обнаружены в Соединенных Штатах Америки, где уже в конце прошлого столетия разработки их велись в больших масштабах механизированным способом с применением паровых одноковшевых экскаваторов. В связи с этим открытые разработки Соединенных Штатов Америки как по объему добычи, так и по технике эксплуатации всех видов полезных ископаемых, до последнего времени занимают первое место в мире. В США с помощью открытых работ извлекается около половины всего тоннажа полезных ископаемых, добываемых горной промышленностью страны.

В Советском Союзе также имеется большое количество месторождений, вполне доступных для эксплуатации открытым способом. В дореволюционное время некоторые из них хотя и разрабатывались в течение длительного периода [150—200 лет], но запасы их еще далеко не исчерпаны.

Сюда, например, относятся месторождения горы Высокой, Благодатки, Бакала и др. Открытым способом разрабатывался также месторождение горы Магнитной, совершенно не разрабатывавшееся в дореволюционное время.

Широкая рациональная эксплуатация этих, а также и других подобных им по условиям залегания и по мощности месторождений железных и медных руд, фосфоритов, асбеста, бокситов, бурых углей, флюсов, огнеупоров, строительных материалов и прочих ископаемых

началась лишь в годы Сталинских пятилеток, причем на новых и на старых реконструированных рудниках широко использован опыт механизированной добычи Соединенных Штатов Америки.

К началу Отечественной войны наша страна уже имела значительное число крупнейших рудников с открытыми способами добычи, расположенных преимущественно на Урале.

Одним из достоинств открытого способа добычи принято считать возможность в короткий срок увеличить производительность рудника благодаря расширению фронта работ и введению дополнительных механизмов большой мощности.

В период Отечественной войны это достоинство открытых работ подтвердилось с исключительной силой и сыграло решающую роль в обороне и в победе нашей страны, так как значительная часть металла для изготовления пушек, танков, самолетов, минометов, пулеметов, автоматов, винтовок, снарядов, бомб и пр. полностью получалась из руд, добытых в карьерах Южного, Среднего и Северного Урала и отчасти Казахстана и Сибири. Во всем этом с особой силой проявился светлый гений организатора и вдохновителя создания Урало-Кузнецкого комбината — И. В. Сталина.

Область применения открытых горных работ в Советском Союзе при добыче самых разнообразных ископаемых, за исключением, может быть, только различного рода солей, исключительно обширна, по крайней мере около половины всего минерального сырья добывается у нас открытым способом. Следует также отметить, что некоторые виды ископаемых, в том числе все строительные и формовочные материалы, флюсы, огнеупоры, асбест и другие добываются исключительно открытыми горными работами.

Что касается перспектив дальнейшего развития добычи различных полезных ископаемых открытым способом, то есть все основания предполагать, что в недалеком будущем Советский Союз может и должен будет занять в этом отношении первое место в мире, так как количество вновь разведанных месторождений, разработка которых возможна открытым способом, с каждым годом возрастает, а по мере расширения и детализации разведочных работ на Урале, в Сибири, Казахстане, на Дальнем Востоке и в других районах Союза будет возрастать и далее.

У нас в Союзе даже в таких районах, как Урал, который находится в центре страны и поэтому в геологическом отношении является наиболее изученным, ежегодно обнаруживаются новые мощные месторождения самых разнообразных ископаемых, в числе которых имеются месторождения медных руд, бокситов, железных руд и других видов минерального сырья, которые могут разрабатываться открытым способом.

Восстановление народного хозяйства районов, пострадавших от временной оккупации фашистскими захватчиками и дальнейшее развитие его потребуют прогрессивного нарастания добычи всех видов минерального сырья. В решении этой задачи открытые горные работы должны сыграть большую роль, так как они позволят в самые короткие сроки развить добычу в крупных масштабах как в новых, так и в старых районах страны путем применения самой широкой,

мощной и полной механизации всех основных операций, из которых складывается производственный процесс добычи полезных ископаемых открытым способом.

Для дальнейшей успешной эксплуатации горных богатств открытым способом в масштабах, достойных нашей великой страны, помимо наличия благоприятных природных условий, которые у нас имеются в избытке, необходимо более широкое и всестороннее развитие горного машиностроения для обеспечения действующих и вновь строящихся предприятий всеми важнейшими видами технического оборудования (буровые механизмы, экскаваторы, транспортное оборудование и т. п.) и более широкая подготовка кадров специалистов, способных совершенствовать технику и организацию производства открытых горных работ.

§ 2. Сущность и значение комплексной механизации открытых разработок

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом состоит из трех последовательных или частично совмещаемых во времени стадий работ: 1) вскрытия месторождения; 2) текущих подготовительных или, так называемых, вскрышных работ и 3) очистной добычи.

Вскрытие месторождения или капитально-подготовительные работы имеют целью обеспечить подходы к полезному ископаемому, по которым впоследствии, при нормальной эксплуатации, транспортируется на поверхность все добываемое полезное ископаемое. Практически вскрытие месторождения сводится к проходке траншей различного назначения, например, вытяжных или транспортных, дренажных, разрезных и т. п., а в некоторых случаях, к проходке шахт, квершлагов и гезенков, посредством которых рабочие горизонты карьеров соединяются с поверхностью.

Вскрышные или текущие подготовительные работы заключаются в систематическом удалении покрывающих или вмещающих пустых пород с целью обнажения полезного ископаемого, подлежащего выемке.

Очистная добыча — это выемка запасов полезного ископаемого, обнаженных вскрышными работами.

При нормальной эксплуатации всякого месторождения вскрышные и очистные работы обычно ведутся одновременно.

Процесс производства вскрышных работ состоит из четырех основных операций, а именно: 1) отбойки породы от коренного массива, 2) погружки ее в транспортные устройства (вагоны, автомашины, конвейеры), 3) транспорта от места погрузки до отвалов и 4) отвальных работ, т. е. размещение пустых пород на безрудных площадях.

Процесс производства очистных работ состоит из тех же основных операций, за исключением отвальных работ, так как всякое полезное ископаемое транспортируется и разгружается либо в бункеры дробильно-обогащительных фабрик, либо после добычи направляется непосредственно потребителям.

Таким образом, в наиболее общем случае открытые горные работы состоят из четырех основных производственных операций: отбойки, погрузки, транспорта и отвальных работ. В частных случаях та или иная из этих операций как самостоятельный вид работ может отсутствовать. Так например, при работе в мягких или рыхлых рудах и породах отбойка, как самостоятельная операция, отсутствует.

С другой стороны, при выполнении основных производственных операций возникает необходимость в различного рода вспомогательных работах, без которых выполнение первых становится невозможным. К числу таких работ, неразрывно связанных с основными операциями, относятся: 1) заправка бурового инструмента и 2) путевые работы по укладке и периодической передвинжке забойных и отвальных путей.

При эксплуатации месторождений различают два основных способа ведения открытых горных работ, а именно: 1) ручной и 2) механизированный. В первом случае все основные и вспомогательные операции выполняются мускульной силой людей и животных, а во втором — с помощью механизмов. В практике однако очень часто по тем или иным причинам применяется промежуточный или полумеханизированный способ ведения работ, т. е. когда часть основных и вспомогательных операций выполняется вручную, а часть — с помощью механизмов.

Ручной способ работ на рудниках Союза сохранился лишь при очень малых масштабах работ, когда суточная добыча и вскрыша не превышает 100—150 м³ горной массы. Во всех остальных случаях применяется полумеханизированный или полностью механизированный способ ведения работ, т. е. когда весь комплекс основных и вспомогательных операций, связанный с производством вскрышных и очистных работ, выполняется с помощью машин.

Итак, под комплексной механизацией понимается такой способ ведения открытых горных работ, при котором все основные и связанные с ними вспомогательные операции производственного процесса полностью механизированы, а техническое оборудование для механизации каждой из этих операций по своей мощности и производительности целиком соответствует мощности и производительности ведущих механизмов, каковыми в большинстве случаев являются одноковшовые или многоковшовые экскаваторы.

Механизация процессов труда в горной промышленности, а в частности и при открытых разработках:

а) обеспечивает непрерывный рост добычи и производительности труда при одновременном снижении себестоимости,

б) гарантирует бесперебойную работу всех отраслей промышленности и транспорта, производственная деятельность которых связана с переработкой и потреблением металлических руд, топлива, химического сырья, строительных материалов и других минеральных ископаемых,

в) создает благоприятные условия для оздоровления и облегчения труда рабочих,

г) уменьшает количество необходимых рабочих.

Партия и правительство всегда придавали вопросам механизации процессов труда исключительное по своей важности значение.

Так, еще в начале первой пятилетки товарищ Сталин, анализируя условия обеспечения наших предприятий рабочей силой, указывал, что «механизация процессов труда является той новой для нас и решающей силой, без которой невозможно выдержать ни наших темпов, ни новых масштабов производства».... «Думать, что можно обойтись без механизации при наших темпах работы и масштабах производства — значит надеяться на то, что можно вычерпать море ложкой» (И. В. Сталин. Новая обстановка — новые задачи хозяйственного строительства. Речь на совещании хозяйственников 23 июля 1931 г.).

В условиях Отечественной войны и в послевоенный период это указание товарища Сталина приобретает особую важность, так как и темпы и масштабы работ значительно возрастают и будут возрастать из дня в день.

§ 3. Основные виды механизации открытых разработок и условия их применения

Механизация открытых горных работ в отношении применяемого оборудования характеризуется двумя важнейшими особенностями: 1) большим разнообразием механизмов, предназначенных для выполнения отдельных операций производственного процесса и 2) практически неограниченными пределами мощности этих механизмов.

Первая особенность, т. е. разнообразие применяемых механизмов, состоит в том, что, например, при механизированной отбойке, если понимать под этой операцией бурение, как наиболее трудоемкий процесс подготовки забоев к взрывным работам, применяется четыре типа механизмов: 1) ударно-пневматические перфораторы, 2) ударно-электрические перфораторы, 3) ударно-канатные станки и 4) электро-сверла большой и малой мощности. Кроме того для непосредственного отделения пород небольшой крепости от коренного массива без применения взрывчатых веществ используется пятый тип механизмов — тракторные рутеры.

Для погрузки или собственно выемки пустых пород и полезных ископаемых применяется пять типов механизмов: 1) канатные скреперы, 2) тракторные скреперы, 3) башенные экскаваторы, 4) многоковшовые экскаваторы и 5) одноковшовые экскаваторы.

Для перемещения полезных ископаемых и пустых пород из забоев к пунктам разгрузки применяется четыре вида механизированного транспорта: 1) локомотивный транспорт по рельсовым путям нормальной и узкой колеи, 2) транспорт по рельсовым путям стационарными двигателями, 3) моторный безрельсовый транспорт и 4) конвейерный транспорт. Локомотивный транспорт или точнее — транспорт подвижными двигателями, в свою очередь, подразделяется на: а) паровозный, б) мотовозный и в) электрический, причем последний бывает трех видов, а именно: 1) транспорт электровозами промышленного типа, 2) транспорт моторизованными вагонами и 3) транспорт моторизованными поездами.

Для отвальных работ применяется два типа механизмов: 1) отвальные плуги или спредеры, и 2) отвальные экскаваторы, или абзетчеры. Кроме того для отвальных и дорожноплановочных работ применяются бульдозеры и англедозеры.

Наконец, для путевых работ применяется два типа путепередвижателей: 1) машины циклического действия и 2) машины непрерывного действия, приводимые в движение паровыми машинами, двигателями внутреннего сгорания или электрическими моторами.

Вторая особенность, т. е. практически неограниченная мощность перечисленных выше механизмов в настоящее время характеризуется, например, следующими данными:

1. Мощность буровых машин изменяется в пределах от 0,7—1,0 л.с. (ударно-пневматические перфораторы) до 70—80 л.с. (ударно-канатные станки с буровым снарядом весом до 3 т).

2. Мощность силовых установок одноковшевых экскаваторов при рабочем весе последних от 6 до 1150 т и при емкости ковша соответственно от 0,3 до 26,75 м³ изменяется в пределах от 30 до 2400 л.с.

3. Мощность локомотивов изменяется в пределах от 15—20 до 1200—1500 л.с. и т.д.

Указанное выше многообразие типов и мощностей механизмов, применяемых на открытых разработках, вызвано многообразием природных и производственно-технических условий, при которых этим механизмам приходится работать.

К природным или горно-геологическим условиям, оказывающим решающее влияние на выбор механизмов того или иного типа и мощности, относятся три главных фактора: 1) крепость полезного ископаемого и вмещающих или покрывающих пород; 2) характер залегания ископаемого (рельеф, угол падения, мощность и глубина залегания) и 3) запасы полезного ископаемого, определяющие собою возможный масштаб ежегодной добычи.

С точки зрения возможности применения того или иного комплекса механизмов для разработки того или иного месторождения все горные породы, в том числе и полезные ископаемые, по их крепости можно, хотя в известной мере и условно, разделить на три больших группы: 1) мягкие, которые могут извлекаться механизмами всех типов без бурения и взрывных работ; 2) плотные, которые могут извлекаться мощными механизмами без предварительного разрыхления или механизмами небольшой мощности с предварительным разрыхлением пород посредством механических рутеров и 3) крепкие, выемка которых может производиться только с применением бурения и взрывных работ.

По характеру залегания все месторождения, которые можно разрабатывать открытым способом, делятся на три типа: 1) горизонтальные, или пологопадающие, залегающие на небольшой глубине от поверхности, 2) крутопадающие залежи большой мощности, выходящие на поверхность или очень близко к ней, и 3) месторождения, расположенные на склонах гор. Системы разработок месторождений второго и третьего типов одинаковы, поэтому с этой точки зрения они могут быть отнесены к одной общей группе крутопадающих залежей.

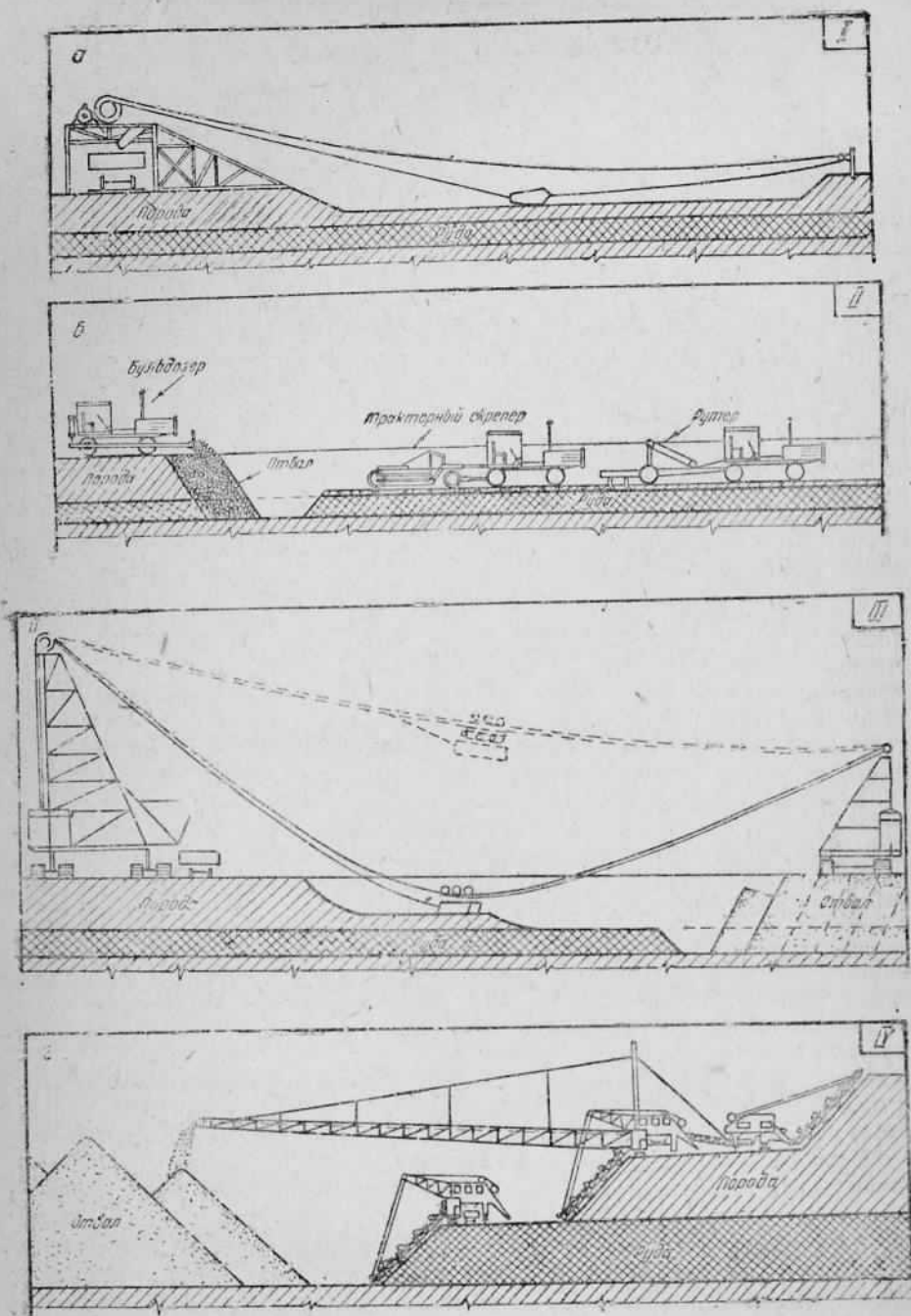
Что касается запасов того или другого полезного ископаемого, то они изменяются в очень широких пределах. Понятно, что при малых запасах нельзя развить добычу в больших масштабах. С другой стороны, масштабы работ определяются не только запасами полезного ископаемого, но также его качествами и потребностью страны в этом ископаемом. Совокупностью этих факторов и определяются масштабы разработки того или иного месторождения, которые могут быть малыми, средними и большими, хотя точную границу между ними установить довольно трудно.

Под работами **м а л о г о м а с ш т а б а** понимаются работы, при которых применение экскаваторов невыгодно или иррационально. В количественном отношении работы этого масштаба характеризуются суммарным суточным объемом вскрыши и добычи в пределах от 50 до 500 м³ или от 100—150 до 1000—1500 т. Типичными предприятиями с малым масштабом работ являются карьеры местной промышленности по добыче строительных материалов, а также карьеры союзных наркоматов, ведущие разработку руд редких и малых металлов, огнеупоров, флюсов и других ископаемых.

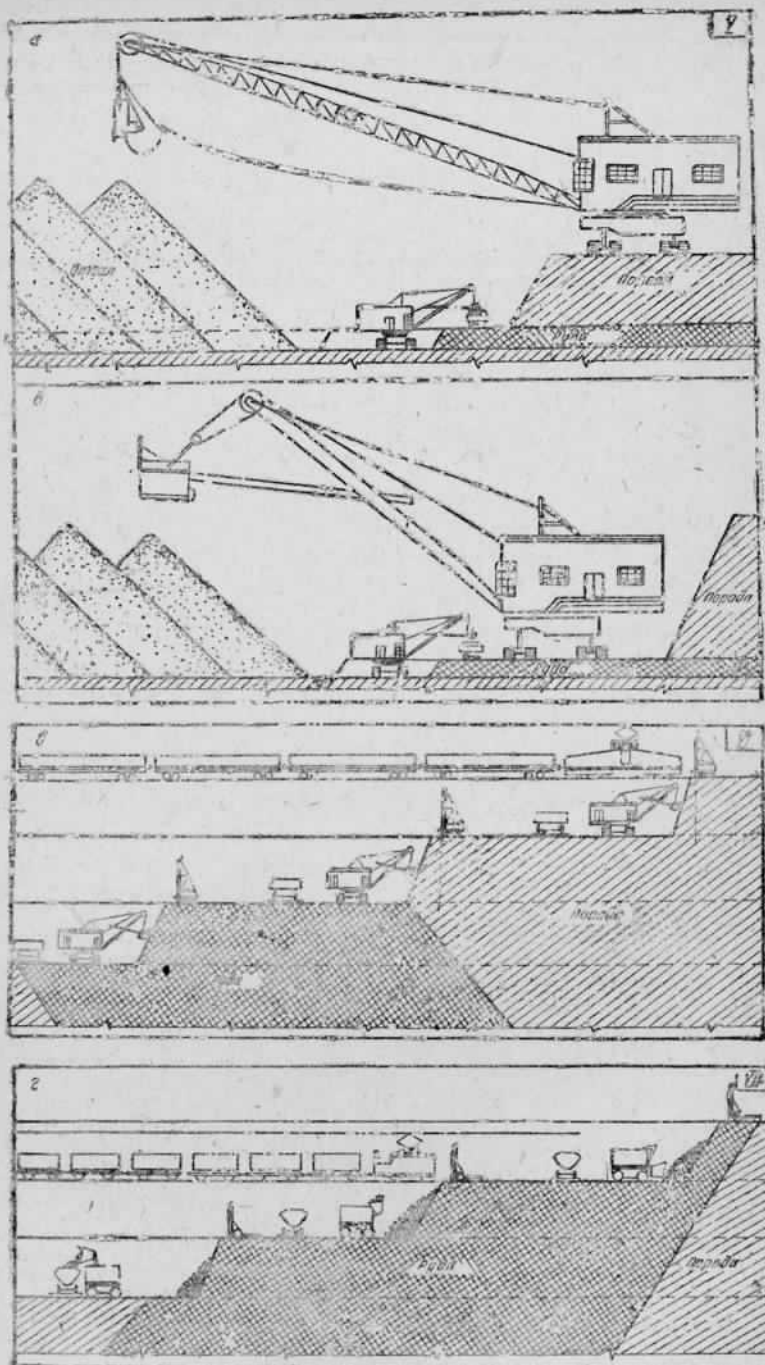
Работы **с р е д н е г о м а с ш т а б а** — это работы, при которых вполне рационально применение экскаваторов небольшой мощности с ковшами емкостью до 1,5 м³ включительно. В количественном отношении они характеризуются суммарным суточным объемом вскрыши и добычи в пределах от 500 до 1000 м³ или от 1000—1200 до 2500—3000 т. Типичными предприятиями этого рода являются карьеры по разработке месторождений металлических руд с ограниченными запасами, например, при отработке верхних горизонтов крутопадающих залежей мощностью в 15—20 м, а также карьеры по добыче строительных материалов, флюсов, огнеупоров и т. п.

Работы **б о л ь ш о г о м а с ш т а б а** — это работы, при которых выгодно применение мощных одноковшовых экскаваторов с ковшами емкостью свыше 1,5 м³ или многоковшовых экскаваторов с ковшами емкостью свыше 100 м. В количественном отношении они характеризуются суммарным суточным объемом вскрыши и добычи свыше 1000—1500 м³ и доходящим иногда до 30000—40000 м³, или от 3000—4500 до 50000—80000 т в сутки и больше. К числу таких предприятий у нас в Союзе относятся, например, Магнитогорский, Высокогорский, Коунрадский металлические рудники, Богословские и Коркипские буроугольные карьеры, Камские фосфоритовые рудники, асбестовые рудники Баженовского района и другие.

Итак, применение того или иного вида механизации открытых горных работ определяется тремя главнейшими факторами, а именно: 1) крепостью ископаемого и вмещающих пород, 2) характером залегающих или более конкретно — углом падения залежи и 3) масштабом работ. Основываясь на этих факторах, все существующие виды механизации, несмотря на большое разнообразие применяемого при этом технического оборудования, могут быть сведены к шести наиболее типичным схемам организации работ, каждой из которых соответствует определенный комплекс механизмов. Ведущими или главными механизмами при этом являются те, с помощью которых производится



Фиг. 1. Схемы основных видов механизации открытых разработок:
а — выемка с помощью канатных скреперов; б — выемка тракторными скреперами;
в — выемка башенными экскаваторами; г — выемка многоковшевыми экскаваторами.



Фиг. 2. Схемы основных видов механизации открытых разработок:
 а и б — выемка одноковшовыми экскаваторами горизонтальной залежи; в — выемка
 одноковшовыми экскаваторами крутопадающей залежи; г — выемка стандартным
 подземным оборудованием.

Типичные виды механизации основного комплекса производственных

№ схемы	Виды механизации основных операций горных работ			
	выемка (погрузка в забое)	отбойка	транспорт	отвальные работы
I	Канатные скреперы	1. Как само- стоят. операция отсутствует 2. Рутеры	1. Узкоколейный рель- совый или 2. Моторный безрель- совый	1. Как самост. операция отсут- ствуют 2. Бульдозеры
II	Трактор- ные скре- перы	1. Как само- стоят. операция отсутствует 2. Рутеры	Тракторный	Бульдозеры
III	Башенные экскава- торы	1. Как само- стоят. операция отсутствует 2. Рутеры	1. Локомотивн. рель- совый 2. Моторный безрель- совый 3. На вскрыше — как самостоят. операция отсутствует	Как самостоя- тельная опера- ция отсутствуют
IV	Многоков- шевые экскава- торы	Как самостоят. операция отсут- ствует	1. Локомотивный уз- коколейный 2. Конвейерный (на вскрыше) 3. Транспортно-от- вальные мосты и банд- вагены	1. Спредеры 2. Отвальные экскаваторы
V	Одноков- шевые экскавато- ры: а) драглай- ны б) механич. лопаты	а) Отсутствует б) Ударно-канат- ное или враща- тельное бурение	1. На вскрыше от- сутствует 2. На добыче—мотор- ный безрельсовый	Как самостоят. операции отсут- ствуют
VI	Одноков- шевые экскава- торы (ме- ханич. ло- паты)	1. Ударно-канат- ное бурение 2. Вращательное 3. Ударно-пнев- матическое	1. Локомотивный рель- совый 2. Моторный безрель- совый 3. Конвейерный 4. Комбинированный	Спредеры
VII	Подъемные погрузоч- ные машин- ны	Ударно-пневма- тические или электрич.	Рельсовый, электро- возами подземного типа	—

Таблица 1

операций открытых горных работ и условия их применения

Условия применения			Характерные виды ископаемых
крепость пород	падение залегки	масштаб работ	
Мягкие	Пологое	Малый и сред- ний	Песок, гравий, фосфориты и другие сыпучие ископаемые
Мягкие и плотные	Пологое	Малый и сред- ний	Песок, гравий, бурый уголь, мел. фосфориты, железные руды осадочн. происхождения
Мягкие и плотные	Пологое	Средний и большой	Золотоносные пески, бурый уголь, фосфориты, железные руды осадочн. происхождения и др.
Мягкие до плотных	Пологое	Большой	Бурый уголь, фосфориты и мягкие металлические руды осадочного происхождения
а) Мягкие б) Крепкие	Пологое	Большой	Бурый уголь, фосфориты и металлические руды
Крепкие	Крутое и пологое	Средний и большой	Все виды ископаемых
Мягкие, плотные, крепкие	Крутое и пологое	Малый	Все виды ископаемых

собственно выемка или погрузка в забоях на вскрышных и очистных работах. Эти виды механизации и условия их применения кратко могут быть охарактеризованы следующим образом:

Схема I. Выемка с помощью канатных скреперов (фиг. 1, а). Типичные условия применения: 1) породы мягкие; 2) падение залежи горизонтальное или пологое; 3) масштаб работ — малый и средний.

Схема II. Выемка тракторными скреперами (фиг. 1, б). Условия применения: 1) породы мягкие и плотные, поддающиеся разрыхлению механическим рутером; 2) падение залежи горизонтальное или пологое; 3) масштаб работ — малый и средний.

Схема III. Выемка башенными экскаваторами (фиг. 1, в). Условия применения: 1) породы мягкие и плотные; 2) падение горизонтальное или пологое; 3) масштаб работ — средний и большой.

Схема IV. Выемка многоковшевыми экскаваторами (фиг. 1, г). Условия применения: 1) породы мягкие, до плотных; 2) падение горизонтальное и пологое; 3) масштаб работ — большой.

Схема V. Выемка одноковшевыми экскаваторами (фиг. 2). а) Вскрыша драглайнами, добыча драглайнами или механическими лопатами. Условия применения: 1) породы мягкие; 2) падение пологое; 3) масштаб работ — большой.

б) Вскрыша и добыча механическими лопатами. Условия применения: 1) породы крепкие; 2) падение пологое; 3) масштаб работ — большой.

Схема VI. Выемка одноковшевыми экскаваторами (вскрыша и добыча механическими лопатами, фиг. 2, в). Условия применения: 1) породы крепкие; 2) падение крутое, а также все виды неправильного залегания; 3) масштаб работ — средний и большой.

Кроме этих общих или типичных видов механизации с применением оборудования, изготовляемого специально для открытых работ, могут быть и частные виды комплексной механизации с использованием стандартного подземного оборудования (фиг. 2, г)¹. В этих случаях для бурения используются колонковые перфораторы на дерриках или на треногах, а также ручные перфораторы без установочных приспособлений; для погрузки — подземные погрузочные машины типа Эйлкоу, Джон и других конструкций; для транспорта — подземные троллейные и аккумуляторные электровозы.

Типичные виды механизации всего основного комплекса производственных операций открытых разработок, т. е. отбойки, погрузки в забое, транспорта и отвальных работ и условия их применения с указанием характерных видов ископаемых, при разработке которых они имеют наибольшее распространение, сгруппированы в табл. 1.

Понятно, что эта таблица не исчерпывает всех возможных сочетаний механизации отдельных операций, тем не менее она показы-

¹ Подробно этот вид механизации описан на конкретном примере в книге автора «Опыт работы Высокогорского рудника», Металлургиздат, 1943.

вает, что первые пять видов механизации требуют для их применения наиболее жестких условий (мягкие или плотные породы, извлекаемые без взрывных работ, и горизонтальное или пологое падение), тогда как шестой вид механизации, при котором приняты одноковшовые экскаваторы с рабочим оборудованием механической лопаты, является наиболее универсальным и приемлемым для любых условий как в отношении крепости пород и условий залегания, так и в отношении масштабов работ. По этим причинам наибольшее внимание в последующем содержании книги уделено именно этому комплексу механизмов, которые для горно-геологических и производственно-технических условий нашей страны являются основными.

Относительно механизации открытых горных работ с использованием стандартного подземного оборудования можно сказать, что при малых масштабах работ она также является наиболее универсальной в отношении условий применения, причем одно из важнейших достоинств ее заключается в возможности значительно полнее производить селективную выемку различных сортов руды.

Необходимо отметить, что вследствие ограниченного объема книги из рассмотрения полностью выпущены специальные виды открытых горных работ — добыча штучного камня для скульптурных и стропильных целей и гидромеханизация.

РАЗДЕЛ I

БУРЕНИЕ

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В настоящее время в практике открытых горных работ для отбойки полезных ископаемых и пустых пород с помощью взрывчатых веществ применяется три основных способа бурения, а именно: 1) перфораторное, 2) станковое ударно-канатное и 3) станковое вращательное.

Перфораторное бурение в зависимости от масштабов добычи и условий работы применяется:

а) как основной способ бурения при первичной отбойке руд и пустых пород;

б) как вспомогательный способ при станковом ударно-канатном бурении для проведения подошвенных шпуров — с целью уменьшения длины линии наименьшего сопротивления глубоким скважинам и

в) как вспомогательный способ для вторичных буроварывных работ — с целью разбуривания крупных кусков руды или породы после массовых взрывов.

Станковое ударно-канатное бурение применяется как основной способ бурения для массовых взрывов в рудах и породах любой крепости.

Станковое вращательное бурение применяется как основной способ бурения на вскрышных и очистных работах в породах небольшой крепости.

Основные типы бурового оборудования, применяемого при указанных выше способах бурения, рассматриваются в главах I, II и III.

ГЛАВА I

ПНЕВМАТИЧЕСКИЕ И ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ПЕРФОРАТОРЫ
ДЛЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

§ I. Классификация пневматических перфораторов

Пневматические ударные перфораторы по способу передачи удара на забой шпура делятся на поршневые и молотковые.

Поршневые перфораторы были изобретены раньше, чем молотковые, и характеризуются тем, что в них поршень, движущийся в цилиндре, переходит в длинный шток. К головке штока присоединяется бур, который составляет как бы одно целое с поршнем и штоком перфоратора.

Достоинством поршневых перфораторов является то, что при плотном соединении бура со штоком они дают несколько большую силу удара по сравнению с перфораторами молоткового типа такого же веса. Так как плотное соединение бура со штоком при бурении вызывает сильную отдачу, вследствие чего им трудно бурить с рук, они, как правило, устанавливаются на колонках, или треногах, что нужно отнести к недостаткам поршневых перфораторов. К недостаткам их нужно также отнести относительно большое количество движущихся частей в них, что вызывает необходимость увеличения веса всего перфоратора. В связи с увеличением веса число ударов в поршневых перфораторах составляет 300—600 в минуту, тогда как в молотковых перфораторах оно достигает 2500 в минуту.

Вследствие указанных недостатков поршневые перфораторы почти полностью вытеснены молотковыми и на заводах СССР не изготовляются.

Молотковые перфораторы характеризуются тем, что в них поршень и шток не соединены наглухо с буром и выполняют роль молотка, ударяющего по затылку бура.

Шток молоткового перфоратора совершает большое число относительно легких ударов вместо малого числа тяжелых — в поршневых перфораторах. Легкие, но частые удары действуют менее разрушительно как на головку бура, так и на перфоратор.

По способу установки в забое, а также с точки зрения стандартизации и условий применения молотковые перфораторы делятся на три группы:

1. Ручные перфораторы или молотки типа «джек» весом 15—35 кг. Бурение этими молотками, как правило, производится с рук или с

помощью простейших приспособлений для установки в забое (доски, скамейки, блоки и пр.).

2. Колонковые перфораторы весом 35—100 кг, которые вследствие сравнительно большого веса их при бурении устанавливаются на специальных колонках, треногах или же на передвижных мачтах (дерриках).

3. Телескопные перфораторы весом 25—50 кг, предназначенные для бурения шпуров, направленных вверх. Они укрепляются на раздвижной колонке, подающей перфоратор, по мере углубки шпура автоматически вверх — с помощью сжатого воздуха.

На открытых горных работах применяются только ручные и колонковые перфораторы.

По конструкции воздухораспределительного устройства все пневматические перфораторы подразделяются на два класса: 1) с золотниковым воздухораспределением и 2) с клапанным воздухораспределением.

По способу вращения бура перфораторы подразделяются на две группы, а именно: 1) с ручным вращением и 2) с автоматическим вращением бура.

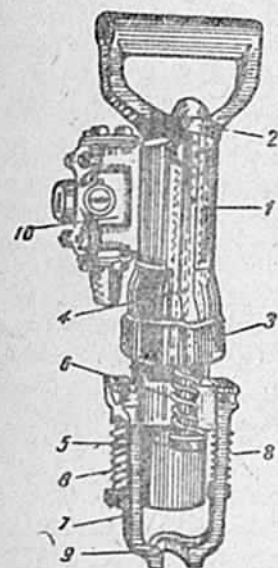
§ 2. Детали пневматических перфораторов

Всякий пневматический перфоратор состоит из трех главных частей (фиг. 3): цилиндра 1, в котором движется поршень со штоком,

задней головки 2 и передней головки 3, в которой помещается поворотная бусса с гнездом для бура. У ручных перфораторов задняя головка снабжается рукояткой, за которую рабочий держит молоток во время бурения. Эти три основные части соединяются стяжными болтами 4, гайками 5 и пружинами 6, служащими для смягчения ударов при отдаче.

Чтобы бур не выпадал из гнезда буссы, к передней головке молотка прикрепляется буродержатель 7, который удерживается пружинами 8 в таком положении, что центр полукольца 9 совпадает с осью бура, а когда бур нужно переменить, пружины позволяют оттянуть буродержатель. Воздухораспределительный механизм, в зависимости от его устройства, помещается либо в задней головке, либо в клапанной или золотниковой коробке 10, привинченной болтами к цилиндру перфоратора.

В последнее время советскими и иностранными заводами изготавливались пневматические перфораторы самых разнообразных типов и марок. Основное отличие их друг от друга заключается в большинстве случаев в конструкции воздухораспределительного



Фиг. 3. Общий вид перфоратора БМ-13:

1 — цилиндр, 2 и 3 — задняя и передняя головки, 4 — болты, 5 — гайки, 6 и 8 — пружины, 7 и 9 — буродержатель, 10 — золотниковая коробка.

устройства и механизма для вращения бура. Зная типичные системы воздухораспределения и конструкции механизмов для вращения бура, легко охарактеризовать перфоратор любого типа и любой марки.

1. Воздухораспределительные устройства перфораторов

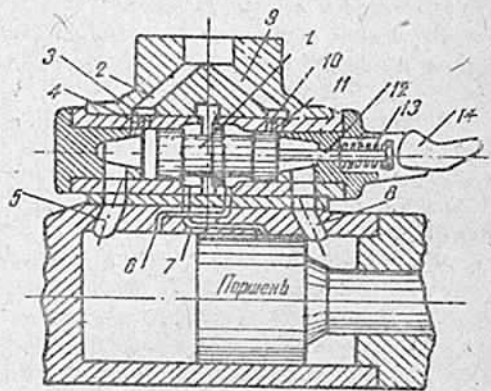
Как уже указывалось выше воздухораспределительное устройство в пневматических перфораторах бывает золотниковое и клапанное.

При золотниковом воздухораспределении воздушные каналы открываются и закрываются не сразу на их полное сечение, а постепенно, перемещение золотника при этом происходит перпендикулярно направлению движения струи.

При клапанном воздухораспределении, наоборот, воздушные клапаны открываются и закрываются сразу на их полное сечение, а перемещение клапана совпадает с направлением движения струи сжатого воздуха.

1. Золотниковое воздухораспределение. Схема золотникового воздухораспределительного устройства, применяемого в советских молотках завода «Пневматика» марки БМ-13, представлена на фиг. 4.

Золотник 1 по своей форме напоминает катушку с тремя фланцами, причем диаметр среднего фланца больше, чем концевых. При положении, изображенном на фиг. 4, сжатый воздух поступает по каналу 2 и через отверстия 3 и 4 левой гильзы золотниковой коробки проходит по каналу 5 в левую половину цилиндра. Поршень, перемещаясь вправо, открывает канал 6, вследствие чего сжатый воздух проходит в золотниковую коробку и давит справа на средний фланец золотника, а канал 7 закрывает, поэтому сообщение правой половины цилиндра с атмосферой прекращается. Воздух, оставшийся в правой половине цилиндра, движением поршня будет сжиматься и по каналу 8 пойдет в правую гильзу золотниковой коробки, где будет давить на правый торец золотника. В конце хода поршня вправо сумма давлений на торец золотника и средний фланец с правой стороны будет больше, чем с левой, отчего золотник передвинется влево. Сжатый воздух по каналу 9 и отверстиям 10 и 11 будет поступать в правую гильзу золотниковой коробки и далее по каналу 8 —



Фиг. 4. Золотниковое воздухораспределение молотка БМ-13:

1 — золотник, 2, 5, 6, 7, 8 и 9 — каналы, 3 и 4 — отверстия левой гильзы золотниковой коробки, 10 и 11 — отверстия правой гильзы, 12 — стержень, 13 — пружина, 14 — порок.

в правую половину цилиндра. Поршень начнет двигаться влево. Канал 2, а также отверстия 3 и 4 будут перекрыты; левая половина цилиндра через канал 6 будет сообщаться с атмосферой. При дальнейшем движении поршня влево наступит такой момент, когда канал 7 будет открыт и сжатый воздух из цилиндра пройдет в золотниковую коробку и начнет давить на средний фланец слева, а оставшийся в левой половине цилиндра воздух начнет сжиматься движением поршня и по каналу 8 будет поступать в левую гильзу золотниковой коробки и давить на левый торец золотника, вследствие чего последний передвинется вправо. Вслед за этим поршень также начнет двигаться вправо, совершая свой рабочий ход, в конце которого произведет удар по затылку бура. Затем цикл повторяется.

В воздухоораспределительном устройстве молотка БМ-13 имеется приспособление для прямой продувки шпура неотработанным воздухом. Оно состоит из стержня 12, пружины 13 и курка 14. При повороте курка влево вокруг оси стержень 12 смещает золотник влево и удерживает его в таком положении, вследствие чего сжатый воздух поступает только в правую половину цилиндра, удерживая поршень в крайнем левом положении, и из цилиндра по канавкам, имеющимся на наружной поверхности свободного конца штока, проходит к затылку бура и далее по его каналу в шпур.

Достоинство катушечного золотника заключается в том, что он устойчиво держится в крайних положениях, легко из них выводится и позволяет достигать сравнительно большого числа ударов (1600—1700 в минуту).

2. Клананное воздухоораспределение. В пневматических перфораторах наиболее распространены три типа воздухоораспределительных клапанов, названия их соответствуют их форме, а именно: 1) мотыльковый; или крыльчатый, 2) шариковый и 3) кольцевой, или откидной.

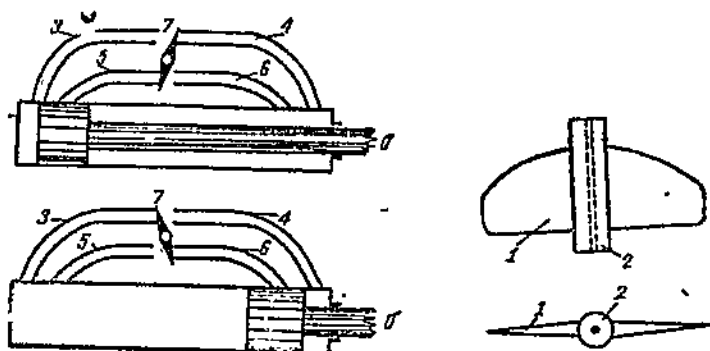
Мотыльковый клапан (фиг. 5) представляет собой стальную пластинку 1 с пустотелой осью 2, составляющей с ней одно целое. Распределительный механизм помещается в клапанной коробке перфоратора (фиг. 5, а) и состоит из двух наружных каналов 3 и 4, служащих для впуска сжатого воздуха, и двух внутренних 5 и 6 — для выпуска отработанного воздуха. При крайнем левом положении поршня, левый впускной канал 3 и правый — выпускной 6 открыты. Сжатый воздух из впускного отверстия 7 по каналу 3 поступает в цилиндр, двигая поршень вправо. Правая половина цилиндра через канал 6 сообщается с выпускным отверстием. При этом положении поршня канал 5 закрыт самим поршнем, и клапан находится в неравновесном положении, так как на верхнее его крыло действует сжатый воздух, а нижнее этого давления не испытывает. Когда поршень пройдет вправо и откроет канал 5, сжатый воздух из левой половины цилиндра будет поступать в канал 5, и давление на нижнее крыло будет равно давлению на верхнее, т. е. клапан будет уравновешен.

Когда поршень будет приближаться к крайнему правому положению (фиг. 5 б) и перекроет выпускной канал 6, то тем самым пре-

кратится выпуск отработавшего воздуха из правой половины цилиндра.

Так как канал 7 открыт и сжатый воздух продолжает еще поступать в левую половину цилиндра, то поршень будет продолжать двигаться вправо и сильно сжимать воздух, находящийся между поршнем и передней стенкой цилиндра, который, направляясь по каналу 4, будет давить на верхнее крыло клапана с такой силой, что перекинет клапан в противоположную сторону, открыв каналы 4 и 5 и закрыв каналы 3 и 6.

В это время поршень займет свое крайнее правое положение. Сжатый воздух начнет поступать через канал 4 в правую половину ци-



Фиг. 5. Мотыльковый клапан и схема его действия.

1 — стальная пластина, 2 — пустотелая ось, 3 и 4 — наружные каналы для впуска сжатого воздуха, 5 и 6 — каналы для выпуска отработавшего воздуха, 7 — впускное отверстие.

линдра и поршень будет двигаться влево. Отработанный воздух будет выходить через канал 5 в выпускное отверстие. При обратном движении поршня цикл протекает так же, как и при первом.

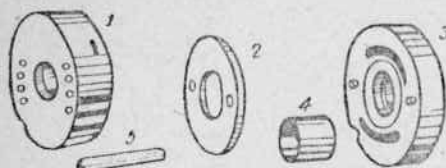
Положительными качествами мотылькового клапана являются: 1) простота устройства, 2) быстрота действия, 3) открывание и закрывание выпускных и впускных каналов сразу на всю площадь их поперечного сечения, 4) легкость клапана, 5) возможность устройства широких каналов, 6) короткий ход, так как вращение мотылька происходит в пределах 10° и 7) уравновешенность и большая чувствительность к действующим силам.

К недостаткам мотылькового клапана следует отнести: 1) наличие отдельно отлитой, привинчиваемой болтами, клапанной коробки, вследствие чего могут быть излишние потери сжатого воздуха и 2) возможность засорения пространства, в котором совершается качательное движение мотылька, и вследствие этого нарушение или полное прекращение работы перфоратора.

Откидной кольцевой клапан. Воздухораспределительное устройство с откидным кольцевым клапаном изображено в разобранном виде на фиг. 6 и состоит из: 1) остова клапана 1, с отверстиями для впуска сжатого воздуха, 2) кольцевого клапана 2, 3) задней шайбы 3, с отверстиями для впуска сжатого воздуха в

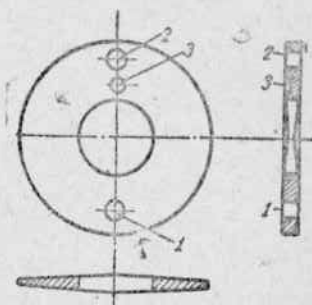
правую и в левую половину цилиндра, 4) втулки 4, на которую надеваются остов клапана, клапан и задняя шайба, и 5) шпонки 5, посредством которой все воздухо-распределительное устройство скрепляется с хвостовой муфтой и задней шайбой цилиндра.

Кольцевой клапан представляет собою круглую пластинку (фиг. 7) с осевым отверстием, которым надевается на втулку задней шайбы цилиндра, и с двумя небольшими от-



Фиг. 6. Воздухораспределительное устройство с откидным клапаном в разобранном виде:

1 — остов клапана, 2 — кольцевой клапан, 3 — задняя шайба, 4 — втулка, 5 — шпонка.

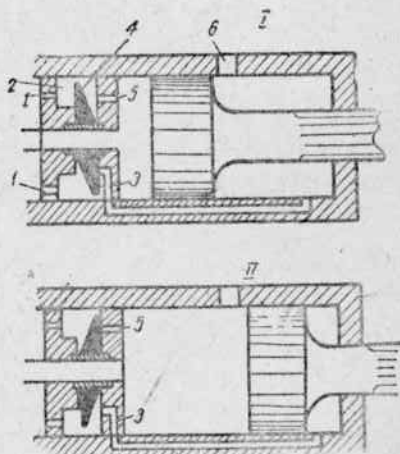


Фиг. 7. Откидной клапан.

верстиями 1 и 2 для надевания на штифты шайбы цилиндра. Для того, чтобы не путать стороны клапана при сборке перфоратора, на нем имеется гнездо 3, а на шайбе цилиндра, соответственно ему — штифт.

Принцип действия воздухо-распределительного устройства с откидным кольцевым клапаном (фиг. 8) заключается в следующем:

Сжатый воздух, поступающий через отверстия 1 и 1, имеющиеся в остове клапана, попадает в кольцевое пространство 2. Канал 3 закрыт нижним концом клапана 4, а канал 5 — открыт, вследствие чего сжатый воздух будет поступать в левую половину цилиндра и двигать поршень вправо. Правая половина цилиндра в это время через отверстие 6 будет сообщаться с атмосферой, и отработанный воздух будет выходить частью через это отверстие, а частью по бороздкам штока в шпур для выдувания буровой муки.



Фиг. 8. Схема действия откидного клапана:

1 и 6 — отверстия, 2 — кольцевое пространство, 3 и 5 — каналы, 4 — клапан.

При дальнейшем движении поршня вправо он перекроет отверстие 6, а бороздки штока выйдут из полости цилиндра, и выхлоп воздуха из правой части цилиндра будет прекращен. Воздух, находящийся между поршнем и правой крышкой цилиндра, будет сжиматься

и, направляясь по каналу 3, начнет давить на нижний конец клапана.

Когда поршень будет находиться в крайнем правом положении, выхлопное отверстие 6 будет открыто, и левая часть цилиндра будет сообщаться с атмосферой. Воздух с повышенным давлением из правой части, следуя по каналу 3, перекинет нижний конец клапана влево, а верхний — вправо, вследствие чего канал 3 будет открыт, а канал 5 закрыт; сжатый воздух из кольцевого пространства начнет поступать по каналу 3 в правую часть цилиндра, двигая поршень влево. Далее цикл повторяется.

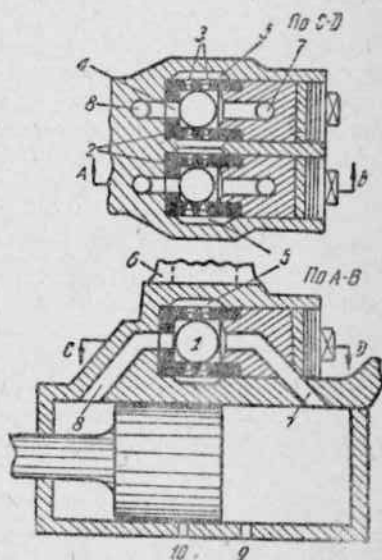
Особое преимущество воздухо-распределительного устройства с откидным клапаном заключается в том, что оно помещается внутри цилиндра, а поэтому уменьшаются габаритные размеры и вес перфоратора и сокращаются потери сжатого воздуха. Кроме того, откидной клапан сохраняет все те достоинства, которые присущи мотыльковому клапану.

Шариковые клапаны. Шариковые клапаны подразделяются на одношариковые и двухшариковые, причем принцип действия их как в том, так и в другом случае совершенно одинаков. В старых конструкциях пневматических молотков обычно применялось одношариковое воздухо-распределение. В последние годы эти молотки изготавливались с двухшариковым воздухо-распределением, которое отличается от одношарикового только тем, что вместо одной системы воздушных каналов имеется вторая, параллельная ей, и второй шарик, расположенный рядом с первым.

На фиг. 9 представлена схема двухшарикового воздухо-распределительного устройства, состоящего из двух стальных шариков 1 и 1, помещенных в гнездах 2 и 2, вставленных в клапанную коробку. Эти гнезда имеют форму стакана, на цилиндрическом теле которого расположено по окружности два ряда отверстий 3 и 3 и одно отверстие 4, несколько большего диаметра в дне его. Внутри клапанной коробки вокруг гнезд выточены кольцевые пазы 5. Внутри

Сжатый воздух, поступающий через штуцер 6, проходит в кольцевые пазы и затем далее, через отверстия 3, в воздухо-распределительную камеру, соединенную каналами 7 и 8 с правой и с левой частью цилиндра.

При положении, изображенном на фиг. 9, сжатый воздух через отверстия 3, обтекая шарики справа, проходит по каналу 7 в пра-



Фиг. 9. Схема двухшарикового воздухо-распределит. клапана:
1 — стальные шарики, помещенные в гнездах 2, 3 и 4 — отверстия, 5 — кольцевые пазы, 6 — штуцер, 7 и 8 каналы, 9 и 10 — выхлопные отверстия.

вую половину цилиндра и движет поршень влево. Когда поршень откроет выхлопное отверстие 9, сообщив правую половину цилиндра с атмосферой, и закроет отверстие 10 — оставшийся в левой части цилиндра воздух начнет сжиматься и, направляясь по каналу 8, будет давить на шарики, перекидывая их вправо, вследствие чего каналы 7 будут закрыты, а каналы 8 — открыты. Сжатый воздух, обтекающий шарики слева, будет поступать в левую половину цилиндра и двигать поршень вправо. Поршень при своем движении закроет выхлопное отверстие 9 и откроет отверстие 10. Воздух в правой половине цилиндра будет сжиматься и, направляясь по каналам 7, перекинет шарики влево. Далее цикл повторяется.

Следует отметить, что как при одношариковом, так и при двухшариковом распределении сжатие воздуха, имеющее место в конце каждого хода поршня, никогда не достигает давления, поступающего через штуцер 6 сжатого воздуха, но все же оно вполне достаточно для перекидывания шариков.

Двухшариковое воздушное распределение имеет по сравнению с одношариковым следующие преимущества:

1. При наличии двух пар каналов сопротивление впуску воздуха уменьшится, а следовательно наполнение цилиндра происходит значительно быстрее, вследствие чего число ударов увеличивается.

2. Общий вес двух небольших шариков меньше одного, а суммарная поверхность их больше, следовательно перекидывание их легче и происходит быстрее, что также способствует увеличению числа ударов.

3. Ход шариков меньше, благодаря чему они с меньшей силой ударяются о свои гнезда и меньше их изнашивают.

2. Механизмы вращения бура

Механизмы для автоматического вращения буры по способу приведения их в действие подразделяются на механизмы *зависимого* и *независимого* действия.

Механизмы *зависимого* действия в свою очередь подразделяются на два типа: 1) с геликоидальной нарезкой на поршневом штоке и 2) с отдельным геликоидальным стержнем.

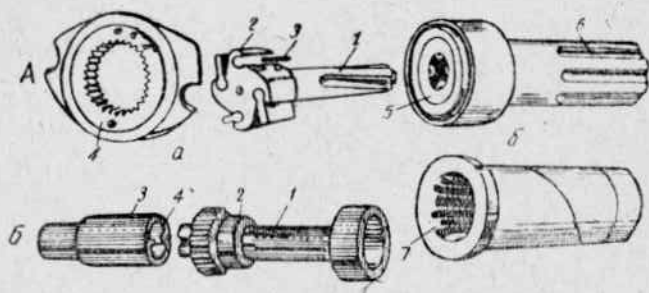
Механизм *зависимого* действия с геликоидальной нарезкой на поршневом штоке показан на фиг. 10, Б. На свободном конце поршневого штока 1 выфрезерованы две параллельные и две винтовые канавки. В передней головке перфоратора помещается храповая букса 2, внутри которой имеются два выступа, входящие в винтовые канавки штока. Во внутренние стенки передней головки перфоратора вставлены две собачки, которые позволяют храповой буксе 2 вращаться только в одном направлении.

Внутри поворотной буксы 3 на одном конце имеются два выступа 4, входящие в параллельные канавки штока, а на другом — гнездо для хвостовика буры.

Когда поршень совершает свой рабочий ход, храповая букса 2 свободно поворачивается, чему собачки внутри передней головки не препятствуют. При холостом ходе поршня храповая букса 2 остается

неподвижной, а вращается поршень со штоком. Так как поворотная букса надета на штоке, то при холостом ходе поршня она также будет поворачиваться, а вместе с ней будет поворачиваться и бур, вставленный в ее гнездо.

Таким образом посредством описанного механизма молотка БМ-13 поворот бура осуществляется при холостом ходе и притом против часовой стрелки, т. е. справа влево. Левое вращение бура имеет тот недостаток, что при бурении во влажных породах вследствие образования тестообразной буровой грязи нельзя пользоваться буровой



Фиг. 10А. Механизм вращения с отдельным геликоидальным стержнем:

1 — стержень, на конце которого насажена храпчатка 2 с четырьмя собачками 3, 4 — храповая шестерня, 5 — геликоидальная гайка, 6 — канавки, 7 — поворотная букса.

Фиг. 10Б. Механизм вращения буры с геликоидальной нарезкой на поршневом штоке:

1 — поршневой шток, 2 — храповая букса, 3 — поворотная букса, 4 — выступы, входящие в параллельные канавки штока,

сталью со спиральными витками, так как последние имеют направление для правого вращения буры.

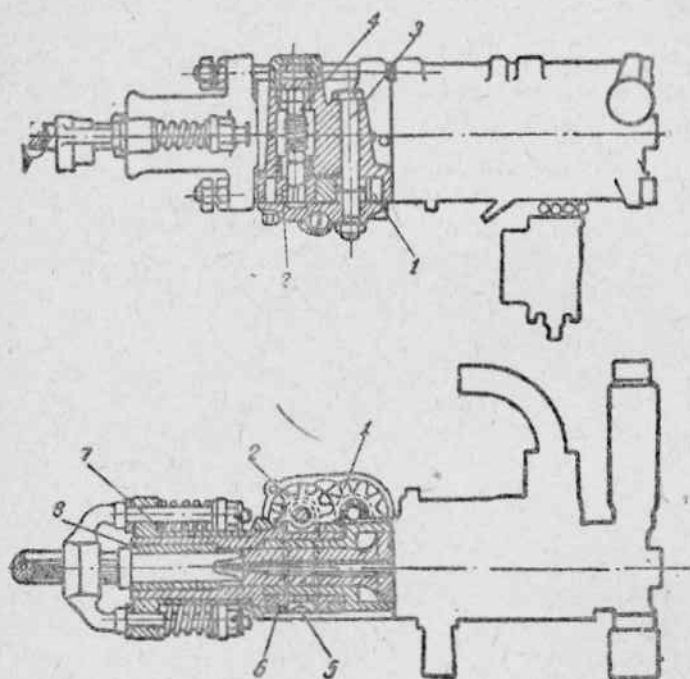
Механизм с отдельным геликоидальным стержнем представлен на фиг. 10, А. Он отличается от описанного выше устройства лишь тем, что винтовые канавки выфрезерованы в нем не на поршневом штоке, а на отдельном стержне 1, на конце которого насажена храпчатка 2 с четырьмя собачками 3. Эта храпчатка помещается внутри храповой шестерни 4, имеющей внутреннее зацепление. Она располагается в задней части цилиндра перфоратора.

Внутри поршня помещена геликоидальная гайка 5, в которую входит геликоидальный стержень, а на наружной поверхности штока его выточены параллельные канавки 6, в которые входят соответствующие выступы поворотной буксы 7.

Когда поршень движется вперед и совершает рабочий ход, то храпчатка 2 поворачивается в своей шестерне. При холостом ходе поршня собачки препятствуют вращению храпчатки, а поэтому гайка его 5, следуя по канавкам геликоидального стержня, будет поворачиваться и увлекать поршень вместе со штоком, вследствие чего поворотная букса и вставленный в ее гнездо бур также будет поворачиваться.

Механизмы независимого действия. Вращение бура независимо от движения поршня обычно осуществляется с помощью пневматических турбинок, которые укрепляются либо на корпусе перфоратора, либо помещаются между цилиндром и передней головкой, занимая осевое положение по отношению к штоку и хвостовику бура.

Механизм вращения бура с турбинкой, помещенной на корпусе перфоратора, показан на фиг. 11.



Фиг. 11. Механизм вращения бура независимого действия
1, 2 и 5 — медные шестерни, 3 — неподвижная ось, 4 — червячный вал,
6 — фрикционная муфта, 7 — втулка с кулачками, 8 — патрон.

Воздушная турбинка состоит из двух медных шестерен 1 и 2. Шестерня 1 свободно вращается на неподвижной оси 3, а шестерня 2 укреплена наглухо на конце червячного вала 4, который посредством червяка приводит во вращение шестерню 5. Фрикционная муфта 6, на которую плотно насажена червячная шестерня 5, сцепляется посредством кулачков с втулкой 7, благодаря чему последняя приводится во вращательное движение. Внутри втулки 7 укреплен патрон 8 для бура.

Турбинка заключена в кожух и приводится в действие сжатым воздухом, поступающим в перфоратор через один общий канал и клапанный распределитель. Пуск перфоратора в ход осуществляется рукояткой с четырьмя ступенями установки клапана. На первой

ступени сжатый воздух проходит через канал бура для прямой продувки шпура; на второй ступени воздух поступает в турбинку и приводит ее в действие; на третьей ступени включается воздухораспределительный механизм перфоратора, и поршень со штоком наносит легкие удары по буру; на четвертой ступени воздух поступает во все каналы, и перфоратор начинает работать на полную мощность.

Механизмы вращения, работающие независимо от движения поршня, имеют следующие достоинства:

1. Поршень работает свободно и не зависит от передаточных частей механизма вращения, от длины и поперечного сечения буров.

2. Легко осуществляется вращение бура как при рабочем, так и при спокойном состоянии поршня, что позволяет бурить шпуры глубиной до 30 м и, в случае застревания, легко извлекать бур из шпура.

3. Поршень и шток значительно прочнее, так как на них не требуется делать выемки для геликоидального стержня, благодаря чему возможны более сильные удары.

4. Отдельные части вращательного механизма значительно прочнее, по сравнению с геликоидальным стержнем с храпчаткой, и допускают более высокое напряжение.

К недостаткам этих механизмов нужно отнести:

Более сложную систему воздухораспределительных каналов, больший расход воздуха и большой вес перфоратора.

3. Устройства для продувки и промывки шпуров

Удаление измельченной породы из шпуров при бурении пневматическими молотками, независимо от их размеров и веса, осуществляется двумя способами: 1) продувкой сжатым или отработанным воздухом и 2) промывкой водой, нагнетаемой в шпур под давлением.

В зависимости от этих способов, бурение соответственно называют сухим или мокрым.

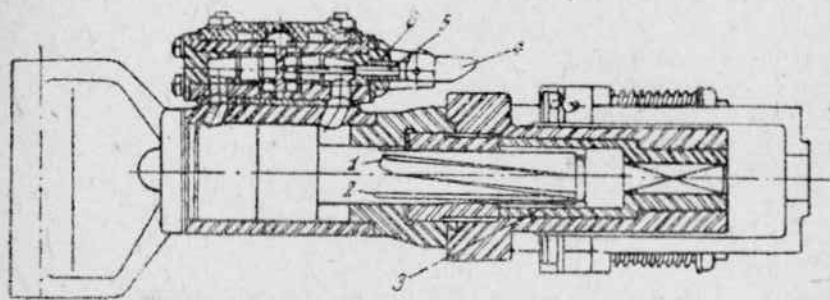
При сухом бурении измельченная порода удаляется из шпура либо отработанным воздухом, поступающим в шпур по каналу бура из цилиндра перфоратора через геликоидальные или параллельные канавки, когда поршень совершает холостой ход, либо неотработанным воздухом, поступающим при рабочем ходе поршня через канал, просверленный внутри штока.

На фиг. 12 представлен разрез пневматического молотка завода «Пневматика», марки БМ-13, работающего с продувкой отработанным воздухом и имеющего приспособление для прямой продувки. Продувка отработанным воздухом производится при холостом ходе поршня, когда геликоидальные 1 и параллельные 2 канавки, имеющиеся на штоке, входят внутрь цилиндра. Отработанный воздух по этим канавкам выходит из цилиндра, и, так как геликоидальные выступы храповичной буksы входят неплотно в геликоидальные канавки штока, то воздух через эти зазоры проходит внутрь поворотной буksы 3 и далее по каналу бура идет в шпур.

Для прямой продувки курок 4 поворачивается влево, примерно на 90° , и нажимая своим выступом на стержень продувателя 5, удерживает

живает золотник в крайнем левом положении, вследствие чего воздух поступает только в переднюю часть цилиндра и через неплотности в геликоидальных канавках проходит в поворотную буксу и далее в шпур, поршень при этом не работает. При повороте курка обратно, в первоначальное положение, пружинка 6 оттягивает стержень продувателя и освобождает золотник, вследствие чего поршень возобновляет работу.

Сухое бурение с продувкой сжатым или отработанным воздухом имеет весьма существенные недостатки, главнейшими из которых являются: 1) слишком большое пылеобразование, чрезвычайно вредно отражающееся на здоровье бурильщиков, 2) недостаточно полное удаление измельченной породы из забоя шпура, вследствие чего на дробление ее затрачивается излишняя энергия и поэтому сни-



Фиг. 12. Разрез пневматического молотка марки БМ-13 Ленинградского завода «Пневматика»:

1 — геликоидальные канавки, 2 — параллельные канавки, 3 — поворотная букса, 4 — курок, 5 — продуватель, 6 — пружинка.

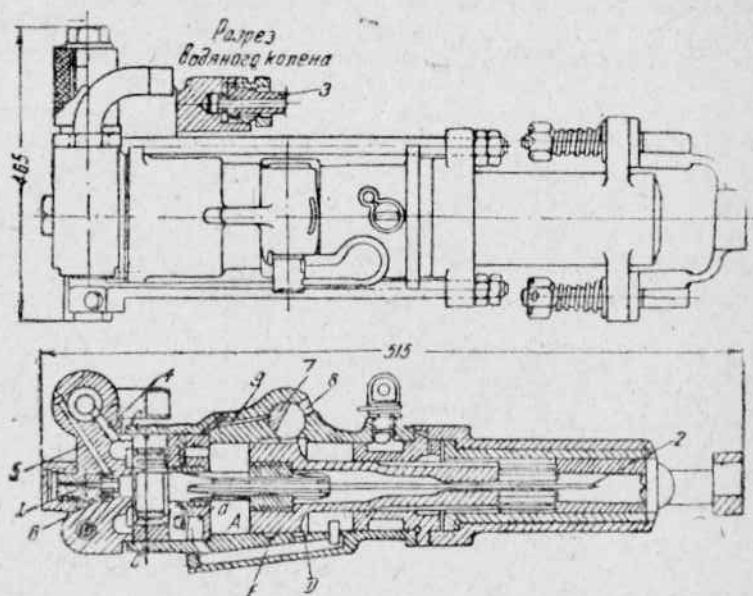
жается производительность бурения, 3) сильное нагревание головки бура, вызывающее отпуск ее и более быстрое притупление, а следовательно, и большой расход буров на единицу длины шпура.

При бурении с промывкой все указанные выше недостатки почти полностью устраняются, поэтому на рудниках Союза оно должно найти более широкое применение.

Перфораторы, приспособленные для бурения с промывкой, конструктивно весьма мало отличаются от молотков, работающих с продувкой сжатым или отработанным воздухом. Так например, изображенный на фиг. 13 пневматический молоток Кыштымского завода марки Р-2 пригоден как для сухого, так и для мокрого бурения. С этой целью в заднюю головку перфоратора вставлена пробка 1, от которой сквозь канал геликоидального стержня проходит тонкая металлическая трубка 2. Конец этой трубки входит в канал бура. Вода для промывки подается по шлангу, который присоединяется к колену 3.

При сухом бурении сжатый воздух поступает одновременно к воздухораспределительному откидному клапану по каналу 4 и к продувной трубке передней головки по каналу 5, для чего кольцевая

резиновая прокладка *б* предварительно убирается, а водяной канал перекрывается с помощью кожаной прокладки. В отличие от молотка БМ-13 в данном случае продувка шпура происходит неотработан-



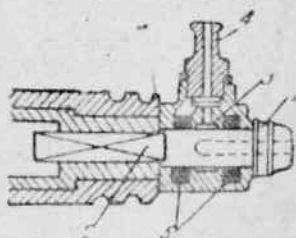
Фиг. 13. Общий вид и разрез молотка марки Р-2 Кыштымского завода:

1 — пробка, 2 — металлическая трубка, 3 — колено, 4, 5, 9, — каналы, 6 — резиновая прокладка, 7 — продувной кран, 8 — выхлопное отверстие.

ным воздухом при холостом и рабочем ходах поршня. Для прямой продувки на корпусе цилиндра имеется продувной кран 7. Во время работы он занимает положение, изображенное на фиг. 13, благодаря чему полость цилиндра, при крайних положениях поршня сообщается с атмосферой через выхлопное отверстие 8.

Если рукоятку крана повернуть примерно на 90° , то отверстие 8 будет закрыто, а канал 9 открыт, поршень будет занимать одно из крайних положений, а сжатый воздух по канавкам штока или геликоидального стержня будет проходить к хвостовику бура и далее по его каналу в шпур.

В перфораторах, не имеющих приспособления для бурения с промывкой, применяется специальная насадка в виде муфты (фиг. 14), которая надевается на бур между буртиком 1 и хвостовиком 2. Канал бура имеет ответвление, отходящее к кольцевому зазору 3, в который поступает промывочная жидкость по трубке 4, соединяющейся

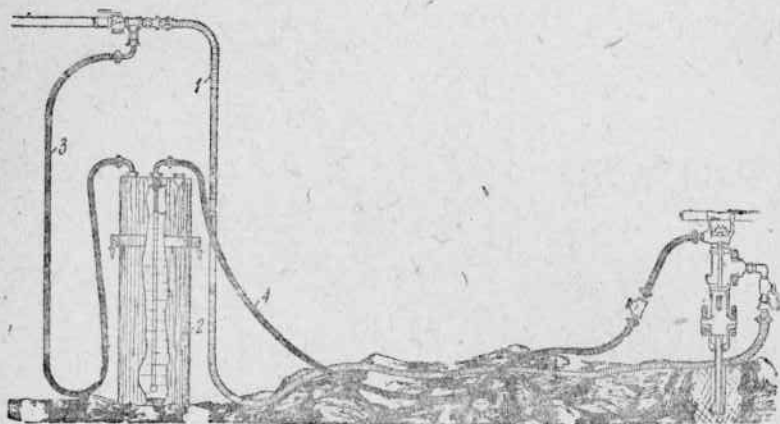


Фиг. 14. Насадка для бурения с промывкой:

1 — буртик, 2 — хвостовик, 3 — кольцевой зазор, 4 — трубка, 5 — уплотняющие кольца.

с водяным шлангом. Чтобы избежать разбрызгивания воды насадка снабжена двумя уплотняющими кольцами 5.

Схема установки для бурения с промывкой представлена на фиг. 15. Сжатый воздух подводится к пневматическому молотку посредством шланга 1. У забоя устанавливается водяной бак 2, емкостью 75—200 л. Сжатый воздух подается в водяной бак от воздухопро-



Фиг. 15. Схема установки для бурения с промывкой.

вода при помощи шланга 3, давит на воду и гонит ее по трубке и резиновому шлангу 4 к молотку.

§ 3. Типы и марки пневматических перфораторов

1. Ручные перфораторы

В горнорудной промышленности Союза применяются ручные перфораторы советских заводов «Пневматика», «Коммунист», а также Кыштымского и Невьянского заводов. Эксплуатационно-технические характеристики перфораторов этих заводов приведены в табл. 2.

Ручные перфораторы завода «Пневматика» выпускались под марками БМ-4, БМ-13, БМ-17, БМ-25.

Перфоратор марки БМ-4 (фиг. 16) в конструктивном отношении характеризуется тем, что он снабжен клапанным-шариковым воздухо-распределительным устройством и механизмом вращения бура зависимого действия с геликоидальными нарезками на поршневом штоке.

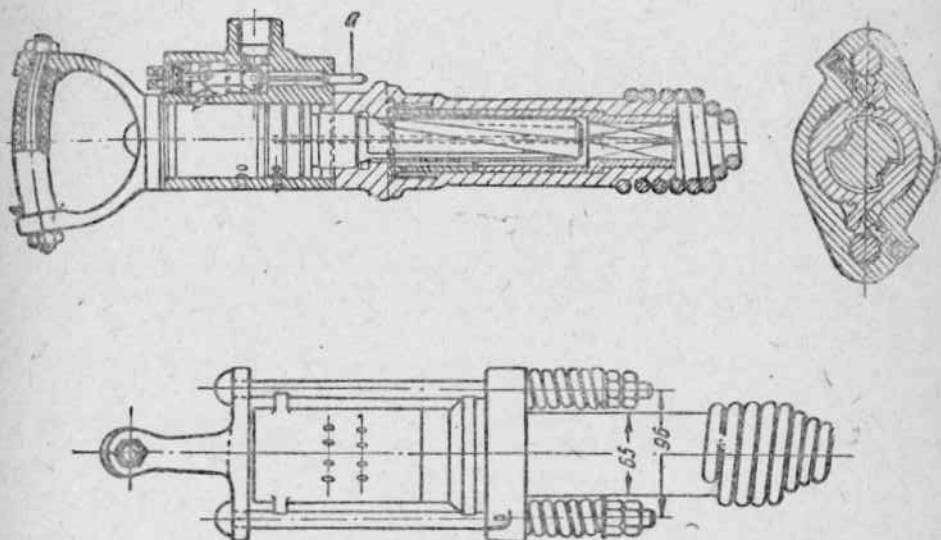
Перфоратор приспособлен только для сухого бурения с продувкой отработанным воздухом. Для прямой продувки в клапанной коробке имеется штифт а, при нажатии на который воздухо-распределительный шарик задерживается, а сжатый воздух поступает в правую половину цилиндра и далее по геликоидальным и параллельным канавкам проходит в поворотную буксу, а затем по каналу бура в шпур.

Вес перфоратора 15 кг, диаметр цилиндра 55 мм, общая длина 535 мм. Скорость чистого бурения в минуту по данным завода изме-

няется в следующих пределах: при бурении в мраморе 110—150 мм, в колчедане средней крепости 110—140 мм, в известняке 70—90 мм и в граните 40—70 мм.

В условиях открытых горных работ он наиболее пригоден для вторичного разбуривания крупных бутов после массовых взрывов, а также для первичного бурения в рудах и породах небольшой крепости.

Для изготовления буров применяется сталь диаметром 18—22 мм, хвостовик бура — квадратного поперечного сечения размером 20×20 мм, длиной 80 мм.



Фиг. 16. Перфоратор марки БМ-4 завода «Пневматика».

Перфоратор марки БМ-13 (фиг. 3 и 12), как уже указывалось в предыдущих параграфах, конструктивно характеризуется наличием золотникового воздухораспределительного устройства (фиг. 4) и механизмом вращения бура зависимого действия с геликоидальными нарезками на поршневом штоке. Продувка шпура происходит отработанным воздухом.

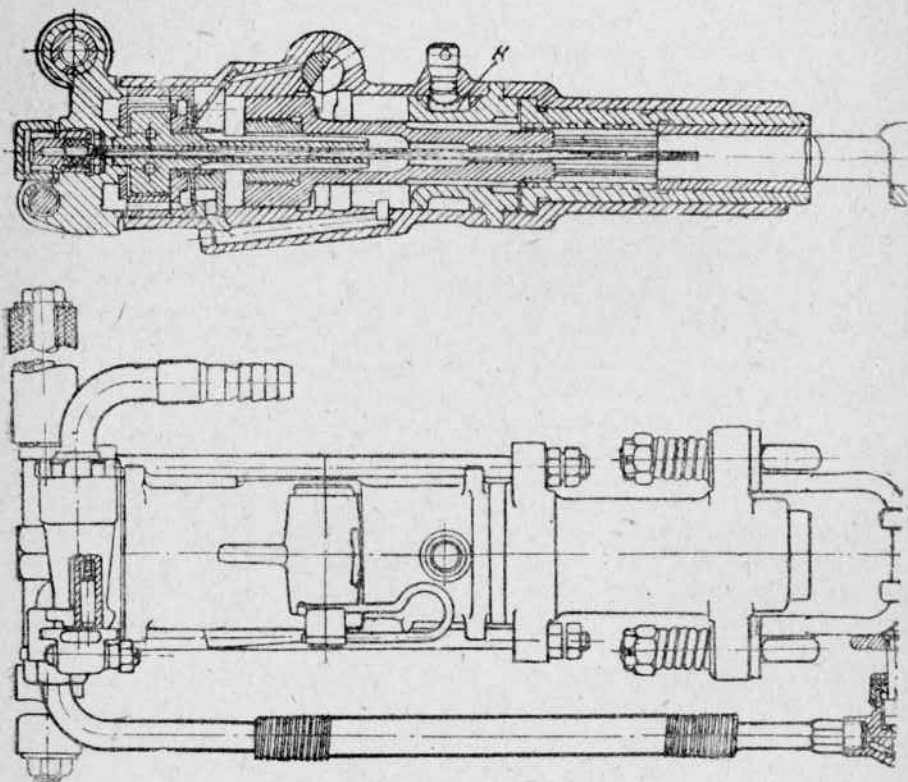
С 1939 г. завод «Пневматика» вместо перфоратора БМ-13 приступил к выпуску обновленной модели его под маркой БМ-17.

Перфоратор марки БМ-17 отличается от молотка БМ-13 только измененной конструкцией воздухораспределительной коробки и устройства для прямой продувки шпура, а также усиленной поворотной буксой. Эксплуатационно-технические характеристики перфораторов БМ-13 и БМ-17 совершенно одинаковы, а именно: вес 17,5 кг, диаметр цилиндра 60 мм, ход поршня 48 мм, число ударов в минуту 1700.

На открытых горных работах перфораторы БМ-13 и БМ-17 применяются как для первичного бурения шпуров в рудах и породах

средней крепости, так и для вторичного разбуривания крупных бутов после массовых взрывов.

Перфоратор марки БМ-25 (фиг. 17) весом 25 кг освоен заводом в серийном производстве перед началом Отечественной войны. Он является наиболее мощным и вместе с тем наиболее совершенным из перфораторов, выпускавшихся ранее заводом «Пневматика». В конструктивном отношении он характеризуется следующими отличительными особенностями:



Фиг. 17. Перфоратор марки БМ-25 завода «Пневматика».

- 1) воздухораспределение осуществляется посредством откидного кольцевого клапана, помещенного в задней головке перфоратора;
- 2) механизм вращения бура — зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем;
- 3) перфоратор приспособлен для бурения как с продувкой, так и с промывкой шлура;
- 4) смазка перфоратора осуществляется автоматически, для чего масло наливается в кольцевую камеру K;
- 5) пусковая рукоятка имеет три ступени пуска, благодаря чему возможно производить бурение с тремя различными скоростями.

Перфоратор БМ-25 наиболее пригоден для открытых горных работ при первичном бурении шпуров в рудах и в породах большой и средней крепости.

Ручные перфораторы завода «Коммунист» выпускаются под марками ПБ, ПМ, ПП.

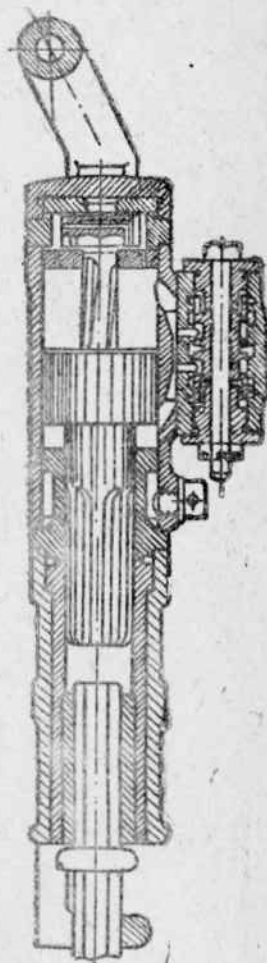
Перфоратор марки ПБ (фиг. 18) весом 22 кг имеет наибольшее распространение на рудниках горнорудной промышленности. В конструктивном отношении он характеризуется золотниковым воздухораспределением, аналогичным с воздухораспределительным устройством молотка БМ-13. Механизм вращения бура — зависимого действия, с отдельным геликоидальным стержнем. Перфоратор приспособлен только для бурения с продувкой. На открытых горных работах применяется для первичного бурения шпуров в рудах и в породах средней крепости.

Ручные перфораторы Невьянского завода выпускались до 1939 г. под марками НР-1 и НР-2, а затем производство их на этом заводе было прекращено.

Перфоратор марки НР-1 снабжен клапанным-мотыльковым воздухораспределительным устройством и механизмом вращения бура зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем. Бурение производится с продувкой. Вес перфоратора 15 кг. На открытых работах применяется для вторичного разбуривания крупных бугров после массовых взрывов, а также для первичного бурения шпуров в рудах и в породах малой и средней крепости.

Перфоратор марки НР-2 весом в 23,3 кг снабжен клапанным воздухораспределительным устройством с откидным кольцевым клапаном. Механизм вращения бура — зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем. Перфоратор приспособлен как для сухого, так и для мокрого бурения. Смазка автоматическая.

Ручной перфоратор Кыштымского завода марки Р-2 (фиг. 13), как уже указывалось выше, приспособлен для бурения с промывкой и с продувкой. В конструктивном отношении он сходен с перфораторами БМ-25, ПМ и НР-2. Воздухораспределение в нем осуществляется посредством откидного кольцевого клапана. Механизм вращения бура — зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем.



Фиг. 18. Перфоратор марки ПБ завода «Коммунист».

Эксплуатационно-технические характеристики ручных перфораторов советских заводов

Заводы и марки перфораторов	«Пневматика»				«Коммунист»			Нервянский		Иыштам-ский
Элементы харак-теристик	БМ-4	БМ-13	БМ-17	БМ-25	ПБ	ПМ	ПП	НР-1	НР-2	Р-2
Вес, кг	15	17,5	17,5	25	22	23,3	10,5	15	23,3	28
Полная длина, мм	535	495	495	535	565	—	—	475	530	545
Диаметр поршня, мм	55	60	60	68	68	68	60	60	67	67
Ход поршня мм	67	48	48	60	50	50	26	42	50	51
Длина поршня со штоком, мм	240	203	203	—	—	—	—	—	—	182
Вес поршня, кг	2,0	1,5	1,53	—	—	—	—	—	—	1,6
Число ударов в минуту	1500	1700	1700	1700	1850	1850	2750	1600	2030	2100
Расход воздуха, м ³ /мин	1,4—1,6	1,8—2,0	2,0	2,5	2,5	2,7	1,8	2,0	2,0	1,8
Диаметр воздушного шланга, мм	16	16	16	19	19	19	19	19	19	19
Воздухораспределение	ш. к.	д. в.	д. в.	о. к.	д. в.	о. к.	—	м. к.	о. к.	о. к.
Механизм вращения бура	г. ш.	г. ш.	г. ш.	г. о.	г. о.	г. о.	—	г. о.	г. о.	г. о.
Способ опускания шпура	С	С	С	СшМ	С	СшМ	С	С	СшМ	СшМ

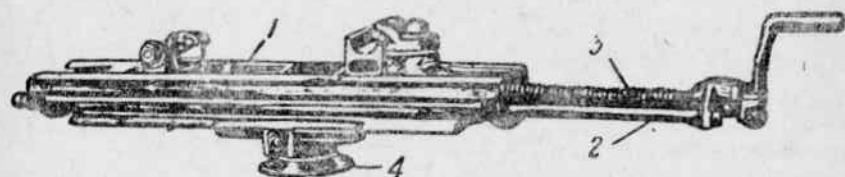
Примечание. Сокращения в таблице: ш. к. — шариковый клапан; д. в. — дифференциальный золотник; о. к. — откидной кольцевой клапан; м. к. — мотыльковый клапан; г. ш. — геликональный шток; г. о. — геликональный стержень; С — сухой (бурение с продувкой); М — мокрый (бурение с промывкой).

2. Колонковые перфораторы

Колонковые перфораторы принципиально ничем не отличаются от ручных. Вследствие значительно большего веса и большей мощности ими трудно бурить с рук, а поэтому они устанавливаются на колонках, а на открытых работах чаще всего на треногах или на дерриках.

По мере углубки шпура, подача перфоратора, установленного на колонке или на треноге осуществляется посредством салазок, общий вид которых представлен на фиг. 19. Они состоят из четырех основных частей: рамы 1, направляющих стержней 2, подающего винта с ручкой 3 и конуса 4. Стандартная длина подачи салазок 0,6 м, а по специальному заказу они изготавливаются с длиной подачи в 0,9 м.

В горнорудной промышленности Союза применяются колонковые перфораторы отечественных заводов. Эксплуатационно-техни-



Фиг. 19. Салазки для колонкового перфоратора:

1 — рама, 2 — направляющие стержни, 3 — подающий винт с ручкой и 4 — конус.

ческие характеристики колонковых перфораторов советских заводов приведены в табл. 3.

Колонковый перфоратор Кыштымского завода марки КК-1 (фиг. 20) в конструктивном отношении почти ничем не отличается от ручного перфоратора этого же завода, выпускаемого под маркой Р-2. Воздухораспределение в нем осуществляется также с помощью откидного кольцевого клапана, а вращение бура — посредством механизма зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем. Перфоратор приспособлен для бурения с промывкой или с продувкой.

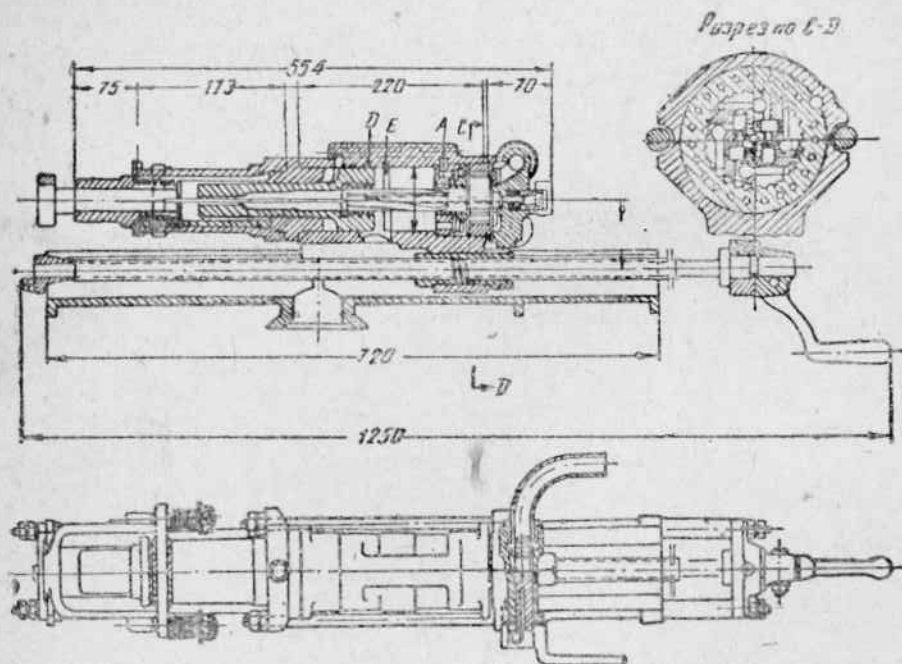
Основное отличие колонковых перфораторов от ручных заключается в их увеличенных размерах и повышенном весе. Кроме того у них нет рукоятки на задней головке, а вместо нее на наружной стороне цилиндра имеются особые приливы, посредством которых перфоратор соединяется с салазками. Иную конструкцию имеет также и устройство для прямой продувки шпура при сухом бурении. У перфоратора КК-1 оно состоит из отдельного шланга с краником, который присоединяется к трубке, прикрепленной к задней головке.

Колонковый перфоратор марки НК-1 выпускался до 1939 г. По своей конструкции он аналогичен с перфоратором марки НР-2 выпуска этого же завода. Воздухораспределение в нем осуществляется посредством откидного кольцевого клапана, а вращение бура — с помощью механизма зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем.

Перфоратор НК-1 приспособлен для бурения с промывкой и с продувкой. Взамен перфоратора НК-1, с 1941 г. выпускается колонковый перфоратор марки КК-1.

Заводом «Коммунист» выпускались колонковые перфораторы под марками ПЕ и ПС.

Колонковый перфоратор марки ПЕ — (фиг. 21, а) снабжен катушечно-золотниковым воздухораспределительным устройством. Механизм вращения бура — зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем. Вода для промывки шпура подается



Фиг. 20. Колонковый перфоратор Кыштымского завода марки КК-1.

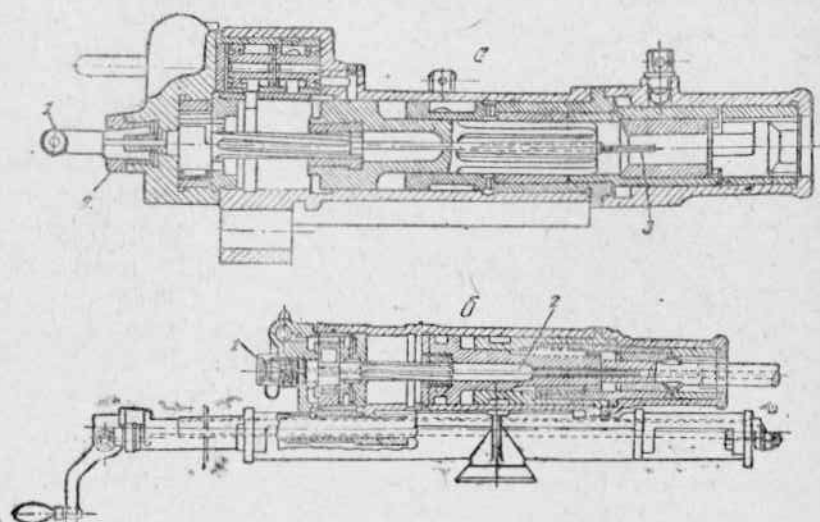
по гибкому шлангу к патрубку 1 с зажимной гайкой 2, и далее по водяной трубке 3 поступает в канал бура, а затем в шпур.

Колонковый перфоратор марки ПС (фиг. 21, б) отличается значительно большим весом и большей мощностью по сравнению с перфоратором ПЕ. Воздухораспределение в нем происходит с помощью откидного кольцевого клапана. Механизм вращения бура зависимого действия с отдельным геликоидальным стержнем. Вода для промывки подводится через пробку 1 в задней головке перфоратора и по трубке 2 поступает в канал бура.

На открытых горных работах перфораторы марки КК-1, НК-1 и ПЕ могут применяться для бурения шпуров глубиной до 8—10 м в рудах и в породах средней крепости. Перфоратор марки ПС при-

годен для бурения шпуров глубиной до 12 м и более в рудах и в породах средней и большой крепости.

Эксплуатационно-технические характеристики колонковых перфораторов советских заводов приведены в табл. 3



Фиг. 21. Колонковые перфораторы:

а — марки ПЕ: 1 — патрубок, 2 — зажимная гайка, 3 — водяная трубка;
б — марки ПС: 1 — пробка, 2 — трубка.

Таблица 3

Эксплуатационно-технические характеристики колонковых перфораторов советских заводов

Марки перфораторов	КР-1	НК-1	ПЕ	ПС
Элементы характеристики				
Вес, кг	48,8	56	38,75	85
Полная длина, мм	1250	1255	—	1387
Диаметр поршня, мм	76	76	75	100
Ход поршня, мм	68	68	70	89
Число ударов в минуту	1800	2100	1700	1500
Расход воздуха, м ³ /мин.	2,5	3,0	2,6	5,0
Диаметр воздушного шланга, мм	19	25	19	25

§ 4. Электрические перфораторы ударного действия

По принципу действия электрические ударные перфораторы разделяются на два типа: 1) соленоидные, в которых колебательное

движение бойка создается электромагнитными катушками, и 2) электромоторные, в которых посредством той или иной системы

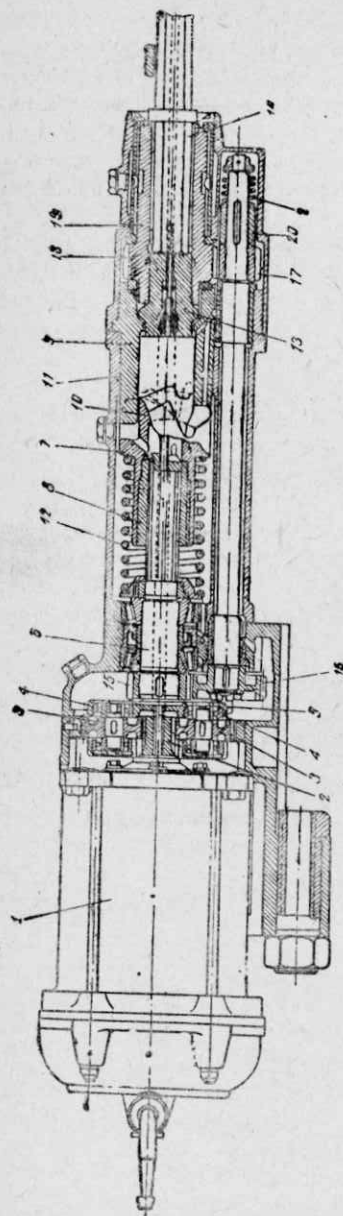
передачи вращательное движение преобразуется в ударное движение бойка.

Для нормальной продолжительной работы соленоидные перфораторы требуют сложных устройств для их охлаждения, а также применения специальных преобразователей частоты. Кроме того, они обладают низким коэффициентом полезного действия (17—18%) при весьма значительном весе (90—150 кг). Поэтому соленоидные электроперфораторы практического распространения не получили.

Электромоторные перфораторы также еще не достигли необходимой степени совершенства и находятся в стадии конструктивной переработки, однако они оказались более удовлетворительными по сравнению с соленоидными.

Из всех существующих типов и марок электроперфораторов в настоящее время на открытых горных работах может найти применение перфоратор марки СПК-1, освоенный в серийном производстве.

Электроперфоратор марки СПК-1 (фиг. 22) приводится в действие мотором переменного тока 1, мощностью в 1,5 квт, от которого вращение посредством шестерен 2, 3 и зубчатых колес с внутренним зацеплением 4 и 5



Фиг. 22. Электроперфоратор марки СПК-1:

1 — мотор переменного тока, 2 и 3 — шестерни, 4 и 5 — зубчатые колеса с внутренним зацеплением, 6 — главный рабочий вал, 7 — боек, 8 — шлицевая муфта, 9 — трехлобый кулачок, 10 — передний цилиндрический конец бойка, 11 — ствол, 12 — пружина, 13 — накопальник, 14 — хвостовик бура, 15, 16, 17 — шестерни зубчатой передачи, 18 — зубчатый венец, 19 — патрон, 20 — подвижная муфта, 21 — пружина.

чему валу 6. На конце этого вала насажен боек 7 с помощью шлицевой муфты 8, которая имеет возможность совершать вращательное и возвратно поступательное движения по шлицам вала 6.

На боковой поверхности бойка 7 имеется три винтовых зуба, а передний цилиндрический конец его 10 входит свободно внутрь трехзубого же кулачка 9, помещенного в стволе 11.

При вращении вала 6 боек вместе с муфтой 8 начинает вращаться и одновременно перемещаться назад благодаря взаимодействию его зубьев с зубьями неподвижного кулачка 9, вследствие чего пружина 12 сжимается. Как только вал 6 повернется на одну треть окружности, винтовые зубья бойка соскакивают с зубьев кулачка 9, и боек под действием сжатой пружины начинает двигаться вперед и цилиндрическим концом 10 наносит удар по наковальнику 13, который передает его хвостовику бура 14.

Вращение бура осуществляется посредством зубчатой передачи, состоящей из шестерен 15, 16, 17 и зубчатого венца 18, выфрезерованного на наружном приливе патрона 19. Шестигранный хвостовик бура входит в гнездо патрона и поэтому при вращении его вращается вместе с ним.

В целях предохранения электромотора от перегрузки в моменты заклинивания бура в шпуре шестерни 17 посажена на валике свободно, а рядом с ней на том же валике сидит на шпонке подвижная муфта 20, которая своими кулачками под действием пружины 21 сцепляется с торцевыми кулачками шестерни 17.

Когда вращающий момент, передаваемый муфтой 20, начинает превышать расчетную величину, пружина 21 начинает сжиматься, и кулачки муфты и шестерни 17 расцепляются, вследствие чего вращение патрона 19 прекращается, а следовательно вместе с ним перестает вращаться и бур.

При бурении перфоратор устанавливается с помощью салазок на колонке или треноге обычного типа. Подача перфоратора вперед и назад осуществляется посредством ходового винта.

Очистка шпура производится сжатым воздухом или водой, как и в пневматических перфораторах, для чего сквозь роторный и рабочий валы просверлены осевые каналы. В перфораторах последней модели эти каналы отсутствуют, и вода для промывки шпура подается через специальную насадку в передней части перфоратора.

Эксплуатационно-техническая характеристика электроперфоратора марки СПК-1 следующая:

Вес (без колонки и кабеля), кг	75
Вес колонки, кг	128
Высота минимальная, мм	1826
Высота максимальная, мм	2080
Возможное наибольшее перемещение перфоратора по колонке, мм	1350
Габариты перфоратора в исходном положении, мм	1456×230×270
Габариты в положении максимального вылета корпуса, мм	1924×230×270
Мощность мотора, кат	1,5
Синхронное число оборотов в минуту	3000
Напряжение тока, в	220/127
Число оборотов бура в минуту	194
Число ударов в минуту	1455
Работа удара на бойке, кг/м	1,94
К. п. д. Механической части	0,45

Применение электроперфораторов ограничивается пока только опытными работами. Основным недостатком их — большой вес и сложность устройства.

§ 5. Установочные приспособления

На открытых горных работах при бурении пневматическими или электрическими перфораторами шпурам придается одно из следующих трех направлений:

1) вертикальное, сверху вниз, 2) наклонное нисходящее, с углом заложения от 15 до 75° и 3) горизонтальное или близкое к горизонтальному.

При работе ручными перфораторами шпуры глубиной до 4,0 м выбуриваются с рук, без применения каких-либо установочных приспособлений.

При бурении колонковыми перфораторами, независимо от глубины и направления шпуров, перфораторы устанавливаются в забоях на специальных треногах, передвижных дерриках и на горизонтальных колонках. При бурении шпуров глубиной свыше 4,0 м с помощью ручных перфораторов, последние также устанавливаются на дерриках.

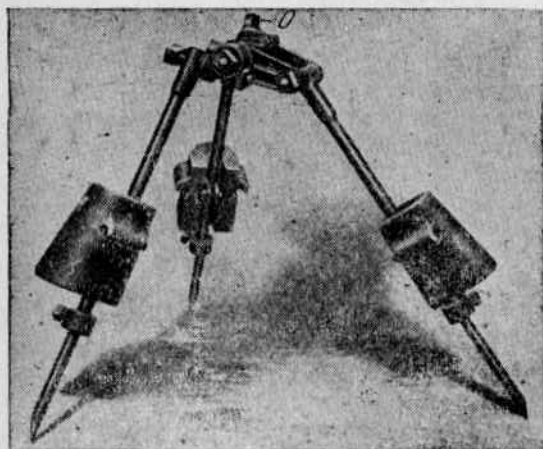
Тренога (фиг. 23) состоит из трех металлических трубок, верхние концы которых укреплены на головке.

Салазки для перфоратора устанавливаются на треноге на конической оси O и могут вращаться вместе с перфоратором в горизонтальной и вертикальной плоскости.

В нижние концы трубок вставлены выдвижные ножки. Зажимными болтами ножки можно укрепить в любом положении, что дает возможность изменять высоту треноги. На каждую трубку треноги подвешивается груз весом 20—50 кг, общий вес треноги с грузом составляет 100—250 кг, а вместе с перфоратором 130—300 кг и более.

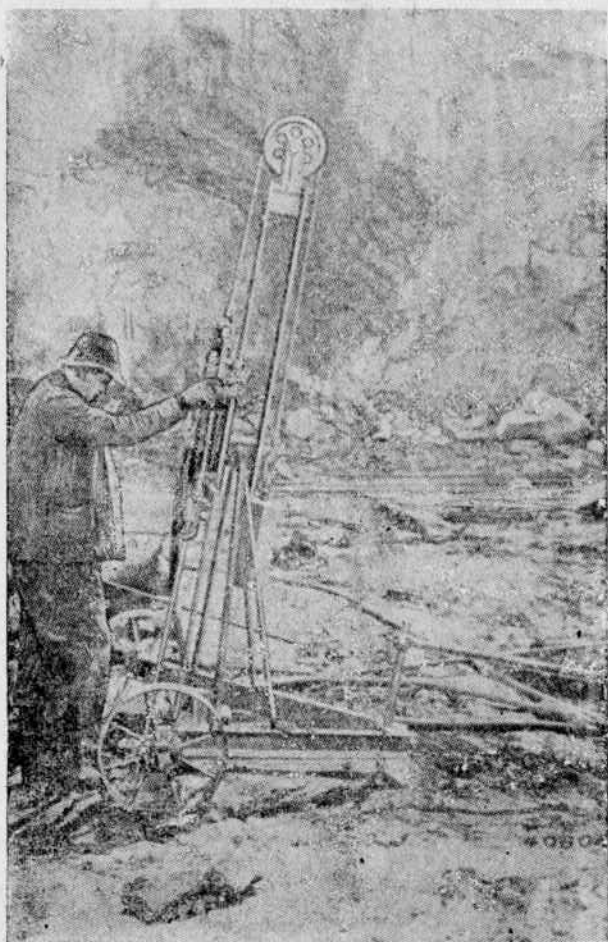
Треноги имеют тот недостаток, что они неудобны при передвижках и требуют сравнительно много времени на их установку, поэтому вместо треног, особенно при бурении глубоких отвесных шпуров, применяют передвижные деррики.

Передвижной деррик легкого типа (фиг. 23а) состоит из мачты с головным шкивом, установленной на двухколесной тележке, и имеет контргруз для подъема перфоратора. Высота мачты 2,0—2,5 м. Деррик этого типа приспособлен для бурения шпуров глубиной 4—6 м с помощью ручных перфораторов.



Фиг. 23. Тренога.

Передвижные деррики тяжелого типа (фиг. 24) применяются при бурении шпуров глубиной 10—12 м колонковыми перфораторами. На мачте высотой около 4 м укрепляется с помощью салазок колонковый перфоратор любой марки. Нижние концы растяжек помещены в вертикальные направляющие, установленные на задней части тележки, и могут двигаться вверх и вниз, что позволяет

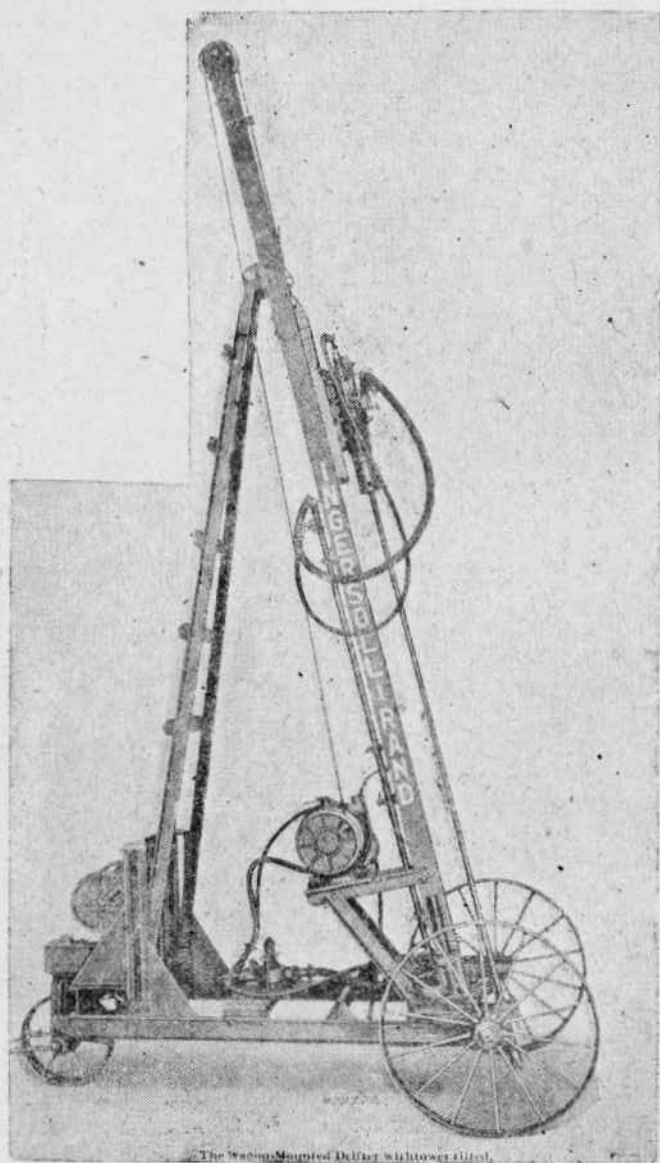


Фиг. 23а. Деррик легкого типа.

установить мачту вертикально или с некоторым наклоном. На деррике имеются две ручных или одна ручная, а вторая пневматическая лебедки. Одна из них служит для подъема перфоратора, а другая — для подъема буров.

Деррики описанной конструкции изготавливаются американской фирмой Ингерсоль-Ранд и имеют довольно широкое применение на открытых разработках США. В последние годы эта фирма стала

выпускать более совершенный деррик — марки FM-2 (фиг. 25). Отличительная особенность его заключается в том, что у него рама те-



Фиг. 24. Деррик тяжелого типа.

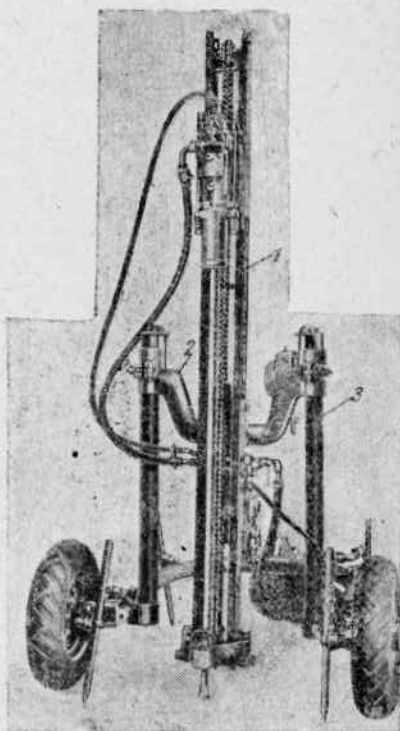
лежки с вертикальными боковыми стойками изготовляется из газовых труб и устанавливается на колесах с пневматическими шинами.

Это позволяет даже при неровной площадке уступа легко и быстро передвигать деррик от одного шпура к другому или с одного места работы на другое. Подача перфоратора вперед и назад осуществляется посредством пневматического моторчика, который с помощью червячной передачи приводит в движение цепь Галля, перекинутую через верхнюю и нижнюю звездочки мачты, а концами присоединенную к салазкам перфоратора. В случае заклинивания или поломки бура червячный механизм автоматически останавливается, благодаря чему возможность повреждения воздушного моторчика исключается. Воздушный моторчик позволяет регулировать силу давления бура на забой шпура в пределах от 0 до 450 кг. Деррик марки FM-2 приспособлен для бурения не только вертикальных и наклонных нисходящих шпуров, но и для бурения горизонтальных и близких к горизонтальным. С этой целью мачта 1 укреплена шарнирно на подвижной трубчатой опоре 2, скользящей по вертикальным стойкам тележки 3. Спуск и подъем мачты для установки в том или ином положении осуществляется одним человеком с помощью храповичного рычага. Подвижная трубчатая опора может быть закреплена на вертикальных стойках на той или иной высоте с помощью зажимных болтов.

Достоинство дерриков первых двух типов заключается в том, что они легко могут быть изготовлены на любом руднике, где имеется хотя бы небольшая ремонтно-механическая мастерская и кузница. Деррики более сложной и совершенной конструкции должны выпускаться заводами, изготавливающими пневматические и электрические перфораторы.

При добыче штучного камня в виде крупных блоков для скульптурных и строительных целей отделение их от массива производится без взрывных работ с помощью специальных машин (чаннелеров) или посредством перфорации. В последнем случае шпуры небольшой глубины (15—30 см) располагаются по намечаемой линии откола на расстоянии 10—15 см друг от друга, после чего блок отделяется от массива путем расклинивания некоторой части этих шпуров.

В качестве установочного приспособления для бурения большого количества мелких шпуров, расположенных строго по прямой линии, применяются горизонтальные колонки, фиг. 25б, укреп-



Фиг. 25. Деррик марки FM-2.



Фиг. 25а. Деррик марки ГМ-2 с опущенной мачтой.



Фиг. 25б. Бурение с горизонтальной колонки.

лиемые на металлических козлах. Перфораторные салазки устанавливаются на специальной муфте, которая может поворачиваться и перемещаться вдоль колонки.

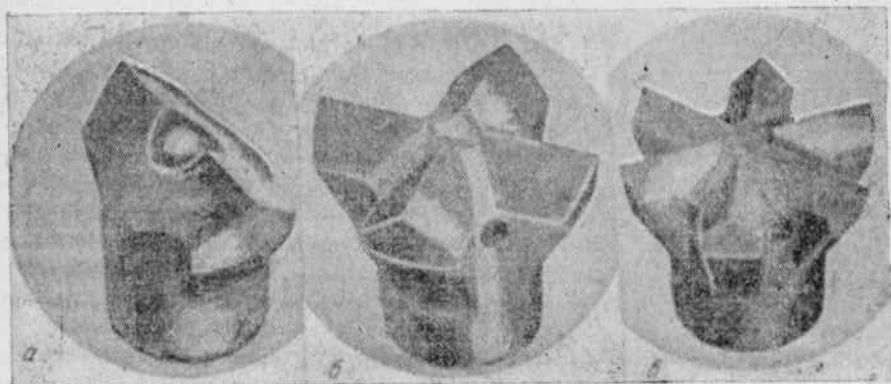
§ 6. Буры и съемные буровые коронки

1. Общие сведения

В советской и заграничной практике при перфораторном бурении применяются буры четырех типов:

- 1) нормальные закаленные из углеродистой стали,
- 2) буры, армированные твердыми сплавами,
- 3) буры со съемными коронками из легированной стали,
- 4) буры со съемными коронками, армированные твердыми сплавами.

В горнорудной промышленности Союза преобладающее распространение имеют буры первого и второго типов и сравнительно реже буры третьего и четвертого типов, тогда, как например, в США при-



Фиг. 26. Формы коронок буров: а — однодолотчатая, б — крестовая, в — звездчатая.

меняются почти исключительно буры третьего типа, а в Швеции буры первого типа.

Всякий бур для пневматического или электрического перфоратора состоит из трех главных частей: коронки, или головки, стержня и ручки, или хвостовика.

Коронки буров по своей форме бывают четырех видов: однодолотчатые (фиг. 26, а), двухдолотчатые, крестовые (фиг. 26, б) и звездчатые (фиг. 26, в).

Однодолотчатые коронки применяются при бурении в породах небольшой и средней крепости, двухдолотчатые — в породах средней крепости, но сильно трещиноватых, крестовые коронки пригодны для работы в любых породах. Звездчатые коронки предназначаются для бурения в крепких породах, но применяются сравнительно редко.

Коронка бура должна удовлетворять следующим требованиям:

- 1) легко внедряться в породу и затем скалывать ее, действуя как клин;

2) перья крестовой коронки должны быть надлежащей толщины, необходимой для прочности головки, так как слишком толстые перья мешают выходу из шпура буровой мелочи;

3) при бурении коронка должна свободно вращаться в шпуре, при правильной конструкции наибольший размер ее должен быть по длине лезвия, а так как скалывание породы распространяется несколько дальше его кромок, то диаметр шпура получается больше длины лезвия и следовательно пока оно не затупится — головка в шпуре будет поворачиваться свободно;

4) чтобы головка обрабатывалась равномерно, она должна быть симметричной;

5) закалка коронки должна быть произведена правильно, без перегрева.

Для того чтобы уменьшить износ коронки бура по диаметру, перья ее почти всегда делаются с двумя уклонами и как стандарт принимается: уклон около лезвия 5° и далее 14° .

Так как по мере углубки шпура диаметр его постепенно уменьшается вследствие снашивания коронки, то при замене затупленного бура новым, последний должен иметь коронку меньшего диаметра. Разница в диаметре коронки или в длине лезвия между предыдущим и последующим бурами обычно принимается от 2 до 3 мм, а иногда, при хорошо организованной заправке и калибровке, — 1,5 мм. Следует однако отметить, что чем меньше разница между диаметром шпура и диаметром коронки, тем больше сопротивление продувке, а следовательно, и выходу буровой мелочи, особенно при звездчатой головке, вследствие чего очень часто бур настолько заклинивается, что его трудно извлечь.

Угол приострения лезвия бура выбирается в зависимости от крепости бурных пород. Для мягких пород угол приострения берется $70-80^{\circ}$, для пород средней крепости и крепких принимается стандартный угол в 90° . Более точно наивыгоднейший угол приострения в каждом конкретном случае может быть определен опытным путем. Та или иная форма головки нормального каленого бура получается посредством подсадки и штамповки ручным или механическим способом одного из концов стержня. Противоположный конец стержня, который вставляется в поворотную буксу перфоратора, называется ручкой или хвостовиком, назначение его — воспринимать удары штока и вращение буксы.

По своей конструкции хвостовики бывают трех типов: 1) простые, или гладкие, 2) с буртиками, 3) с заплечиками.

Торцевая часть хвостовика, воспринимающая удары от поршня молотка, называется затылком.

Буртики и заплечики служат для того, чтобы хвостовики не входили в буксу на большую, чем длина гнезда, величину.

Правильно изготовленный хвостовик должен удовлетворять следующим требованиям:

1) сечение и длина хвостовика должны точно соответствовать сечению и размерам поворотной буксы;

2) затылок хвостовика должен противостоять ударам поршня перфоратора, не расклепываясь и в то же время не выкрашиваясь;

3) хвостовик не должен являться причиной быстрого износа поршня и штока перфоратора.

2. Каленные буры

Для изготовления каленых буров применяется обыкновенная углеродистая сталь с невысоким содержанием марганца и кремния и по возможности свободная от фосфора и серы.

Для бурения в мягких породах обычно рекомендуется сталь с содержанием углерода 0,65—0,7%, как менее чувствительная к точности термической обработки при заправке и вместе с тем дающая достаточно твердые и устойчивые буры. При бурении в породах крепких и средней крепости (при механической заправке буров) обычно рекомендуется сталь с содержанием углерода 0,8—0,9%.

Примерный состав ее следующий: С — 0,65—0,90%, Мп — 0,3—0,4%; Si — 0,2—0,3%; S + P не > 0,02—0,03%.

Наиболее распространенные сорта буровой стали, изготовляемой советскими заводами, имеют химический состав, приведенный в табл. 4.

Таблица 4

Химический состав буровой стали

Марка стали	Содержание, %				
	углерод	марганец	кремний	сера	фосфор
У7А	0,6—0,74	0,25—0,35	0,30	0,02	0,03
У8А	0,75—0,85	0,25—0,35	0,30	0,02	0,03
У9А	0,86—0,94	0,35	0,35	0,03	0,04
УАА	0,95—1,09	0,15—0,25	0,30	0,02	0,03

Для ручных перфораторов наиболее удобной считается сталь шестигранной формы поперечного сечения толщиной 22 мм, или квадратная, со скосенными ребрами, толщиной также 22 мм. Для более тяжелых ручных молотков рекомендуется также сталь шестигранной или квадратной формы со скосенными ребрами, толщиной 25,4 мм. Применение круглой стали при этих типах перфораторов менее желательно, так как в этом случае усложняется изготовление хвостовиков.

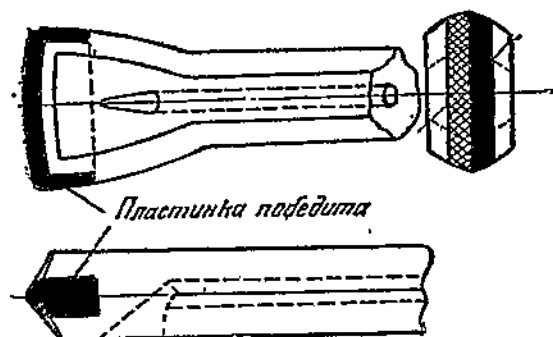
Для колонковых перфораторов наиболее распространенной и общепринятой является круглая пустотелая сталь диаметром 32 мм, так как бушеры этих перфораторов почти всеми заводами изготовляются для стали диаметром 32 мм.

3. Буры, армированные твердыми сплавами

Буры, армированные твердыми сплавами, получили на рудниках Советского Союза наиболее широкое применение, начиная с 1935 г.

Армированные буры отличаются от нормальных каленых буров тем, что в коронку их впаиваются пластинки твердого сплава. Арми-

ровка посредством наплавки твердых сплавов на лезвие коронки широкого практического применения не получила. Чаще всего армировке подвергаются буры с однодотчатой коронкой (фиг. 27) и сравнительно реже — с крестовой.



Фиг. 27. Бур, армированный твердым сплавом.

В качестве твердых сплавов для армировки буров употребляются почти исключительно победиты марок РЭ-8, РЭ-12 и РЭ-15, имеющие следующий химический состав (табл. 5).

Таблица 5

Химический состав победитов

Марка победита	Содержание, %			
	вольфрам	углерод	кобальт	железо, никель и др. примеси
РЭ-8	85,1	5,4	8,0	до 1,5
РЭ-12	81,4	5,1	12,0	» 1,5
РЭ-15	78,7	4,8	15,0	» 1,5

Существующие типы твердых сплавов подразделяют по внешнему виду на три группы:

1. Порошкообразные, или верньистые, представляющие собой собственно не сплавы, а смеси сплавов, например механическую смесь углерода с вольфрамом или хромом. Они навариваются на изделия электрической плавкой дугой; наиболее распространенными из них являются сталлит и вокар.

2. Стержневые, которые выпускаются двух видов: а) литые, представляющие собой прутки, отлитые в специальных изложницах, и б) трубчатые, приготовленные из дробленых кусковых сплавов, заделанные в железные трубочки. К числу наиболее распространенных стержневых сплавов относятся: смёна, сормайт, сталлит и ТСБА.

3. Кусковые сплавы, изготовляются также двух видов: а) спеченные, или металлокерамические и б) литые, причем последние, хотя и тверже спеченных, но более хрупки и пористы, а потому для перфораторного бурения непригодны.

Победиты приведенных выше марок относятся к группе металло-керамических (спеченных) твердых сплавов. Они представляют собой карбиды вольфрама, спеченные кобальтом, причем с повышенным процентным содержанием кобальта вязкость сплава повышается.

Обозначение марок победиты расшифровывается следующим образом: РЭ — редкий элемент; числа 8, 12 и 15 обозначают процентное содержание кобальта в сплаве.

Победит марки РЭ-8 рекомендуется применять исключительно в однородных породах средней крепости, не имеющих включений или прожилков из крепких пород. Бурение должно производиться ручными перфораторами небольшого веса.

Победит марки РЭ-12 применяется при бурении в породах выше средней крепости, а также в породах средней крепости с включением крепких пород. Бурение может производиться ручными перфораторами всех типов.

Победит марки РЭ-15 предназначается для бурения в крепких породах колонковыми и ручными перфораторами любого веса. В породах весьма крепких он может применяться только при бурении легкими колонковыми и ручными перфораторами.

При бурении армированными бурами первоначальное забуривание шпуров на глубину 2—3 см рекомендуется производить нормальными каменными бурами с крестовой коронкой, диаметр которой должен быть на 2—3 мм больше коронки, армированной победитом.

Буры, армированные твердыми сплавами имеют по сравнению с обычными каменными бурами следующие преимущества:

1) Упрощается бурозаправочное хозяйство рудника вследствие значительного сокращения или даже полного отсутствия надобности в бурозаправочных станках.

2) Упрощается и облегчается доставка буров в забой, так как расход их сокращается в 15—30 раз.

3) Значительно увеличивается производительность бурения и снижается расход сжатого воздуха.

4) Увеличивается срок службы перфораторов и облегчается труд бурльщиков.

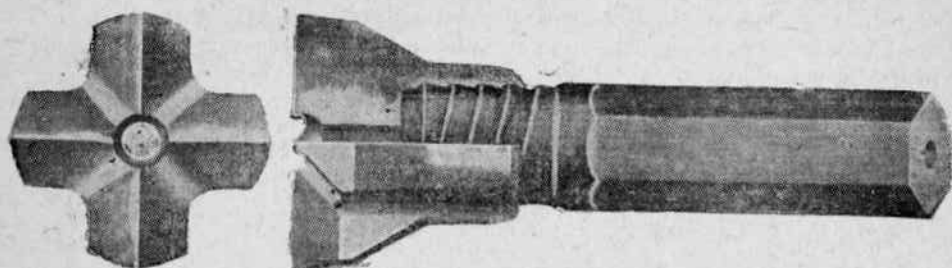
4. Буры со съёмными коронками из легированной стали

Эти буры имеют исключительно широкое распространение в США, где они начали применяться с 1922 г. На рудниках Союза они начали применяться с 1932 г.

В практике имеется довольно большое количество различных типов съёмных коронок, отличающихся друг от друга главным образом способом соединения их со стержнем бура.

Рациональный способ соединения коронки со стержнем должен удовлетворять трем основным требованиям: 1) быстро и просто соединяться и разъединяться, 2) соединение должно производиться плотно и прочно в целях предохранения бура от поломок и 3) конец стержня бура, к которому присоединяется коронка, не должен быстро стачиваться.

Существующие способы соединения коронок со стержнем делятся на два вида: 1) соединение шипом и 2) винтовые соединения. Наибольшее практическое применение имеет второй способ (фиг. 28).



Фиг. 28. Винтовое соединение съёмной коронки со стержнем.

Формы и размеры съёмных коронок, изготавливаемых в СССР, приведены в табл. 6.

Таблица 6

Формы и размеры съёмных коронок

Форма коронки	Резьба, мм		Диаметр основания коронки, мм	Длина лезвия коронки, мм	Промежуточные размеры коронок (по длине лезвия), мм	Минимальная длина лезвия коронки после переточек, мм
	длина	шаг				
Крестовая	30	5,0	41	63	60,57,54,51	44
Крестовая	25	4,5	34	50	48,44,52 —	37
Крестовая	22	4,0	30	45	45,43,41 —	33
Однодолотчатая	25	4,5	34	48	46,44 — —	37
Однодолотчатая	22	4,0	30	44	42,40 — —	33

Съёмные коронки из легированной стали применяются при бурении перфораторами всех типов в породах любой крепости. Достоинства буров со съёмными коронками из легированной стали по сравнению с нормальными калеными бурами заключаются в следующем:

1) Общее количество буровой стали, необходимой для нормальной работы рудника, уменьшается в 3—4 раза, вследствие чего расходы по доставке буров в забой и обратно, в бурозаправочную мастерскую, снижаются на 93—95%.

2) Потери буров в забоях, достигавшие на рудниках Союза 13—15% от общего веса стали, значительно сокращаются и могут быть полностью устранены.

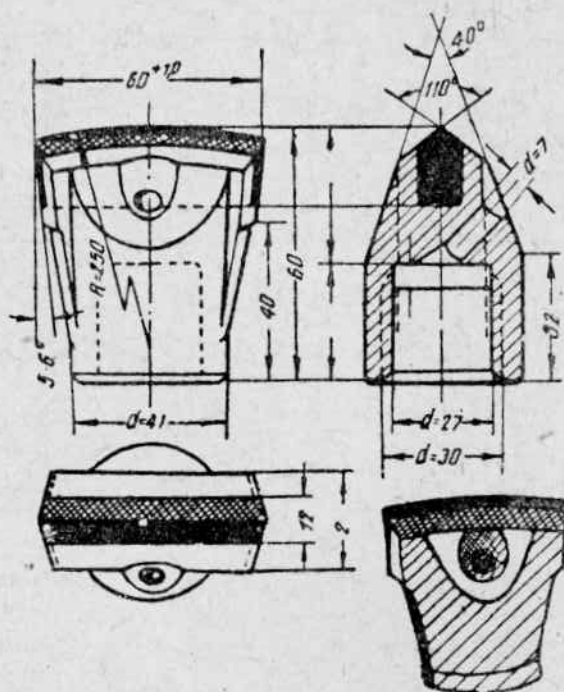
3) Производительность бурения увеличивается, а износ перфораторов уменьшается, так как бурильщик, обеспеченный достаточным количеством съёмных коронок, не будет работать затупленными бурами.

4) При массовом заводском изготовлении съёмных коронок для целого района оборудование рудничных бурозаправочных мастерских упрощается, а стоимость содержания их уменьшается.

Каждая съёмная коронка, в зависимости от качества стали и степени затупления, выдерживает 2—3 заточки. Для изготовления съёмных коронок употребляются хромистая, хромовольфрамовая, ванадиевая, хромовольфрамованадиевая и другие сорта легированной стали.

5. Буры со съёмными коронками, армированными твердыми сплавами

Съёмные коронки, армированные твердыми сплавами, изготавливаются советскими заводами и применяются только на рудниках Советского Союза. Они имеют однодолотчатую форму (фиг. 29) и,



Фиг. 29. Съёмная коронка, армированная твердым сплавом

в зависимости от размеров резьбы и длины лезвия, делятся на три группы:

1) Коронки с резьбой диаметром 22 мм при длине лезвия 42 ± 2 мм, предназначенные для бурения легкими ручными перфораторами в однородных породах небольшой крепости. Армируются победитом марки РЭ-8; толщина пластинки 8 мм и режёт 10 мм.

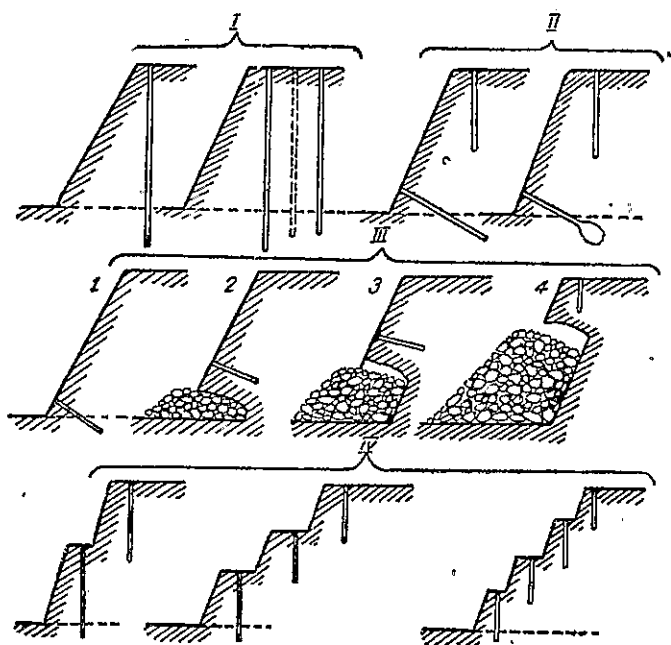
2) Коронки с резьбой диаметром 25 мм при длине лезвия 42 ± 2 мм и 46 ± 2 мм, предназначенные для бурения ручными перфораторами любого веса и колонковыми перфораторами легкого веса.

Армируются победитами марок РЭ-8, РЭ-12 и РЭ-15; толщина пластины 10 мм.

3) Коронки с резьбой диаметром 28 и 30 мм при длине лезвия 50—60 и 80 мм, предназначенные для бурения тяжелыми колонковыми перфораторами в крепких породах. Для армирования употребляется победит марки РЭ-15; толщина пластинок 10 и 12 мм.

§ 7. Организация работ при перфораторном бурении

В зависимости от масштабов добычи и условий работы перфораторное бурение на открытых горных работах применяется: 1) как



Фиг. 30. Расположение шпуров в забоях.

основной способ бурения при первичной отбойке руд и пустых пород, 2) как вспомогательный способ при станковом ударно-канатном бурении и 3) как вспомогательный способ с целью вторичного разбуривания крупных бутов руды или породы.

В случаях применения перфораторов для бурения при первичной отбойке руд существует четыре способа расположения шпуров: 1) вертикальное однорядное или многорядное — на полную высоту уступа (фиг. 30—I), 2) комбинированное из вертикальных и подошвенных шпуров (фиг. 30—II), 3) ступенчатое расположение наклонных шпуров (фиг. 30—III, стадии 1, 2, 3 и 4) и 4) ступенчатое расположение вертикальных шпуров (фиг. 30—IV).

Первый способ расположения шпуров применяется при высоте уступов в 3—5 м и сравнительно редко, например на одном из асбестовых рудников Канады, при высоте уступов в 9—10 м.

Второй способ применяется при высоте уступов в 5—7 м, причем наклонные подошвенные шпуры перед заряданием простреливаются 2—3 раза с целью усиления заряда у подошвы уступа.

Третий способ применяется при высоте уступов в 9—12 м и более. В целях обеспечения возможности проводить работы по бурению и на погрузке одновременно — шпуры располагаются рядами по фронтальному откосу уступа. Первым пробуривается нижний ряд из 10—15 шпуров и более, глубиной 3—5 м. После взрыва первого ряда отбитая руда или порода служит опорой при бурении второго ряда. Третий ряд пробуривается после взрыва второго ряда, четвертый — после взрыва третьего и т. д., а верхняя часть уступа обуривается вертикальными шпурами. Подобный способ расположения шпуров применяется на медном руднике Бингам Юта (США) при экскаваторной погрузке руды в железнодорожные вагоны.

Четвертый способ также применяется при уступах высотой в 9—12 м и более. В этом случае уступ как бы делится на несколько подуступов, на которых задаются вертикальные шпуры глубиной в 2—4 м. Шпуры располагаются на фронтальном или торцевом откосе уступа. Такой способ применяется на Высокогорском руднике в забоях пневматических погрузочных машин ПМЛ-3, а также в карьерах с ручной погрузкой ископаемого в вагонетки небольшой емкости.

Перфораторное бурение в качестве вспомогательного при станковом ударно-канатном бурении применяется при разработке месторождений с повышенной высотой уступов, достигающих 20—25 м и более. В этих случаях, в особенности если угол откоса уступов не превышает 60—65°, линия наименьшего сопротивления первого ряда скважин получается чрезмерно большой. Вследствие этого приходится либо увеличивать глубину перебура станковых скважин, либо прибегать к многократным прострелам их с целью образования камуфлетных камер для усиления зарядов, что, однако, по характеру пород является не всегда возможным; в противном случае подошва уступа вдоль откоса остается после взрыва неразрушенной. Чтобы избежать этого, у подошвы уступа пробуриваются вспомогательные наклонные шпуры (фиг. 31), назначение которых заключается в сокращении длины линии наименьшего сопротивления.

Для бурения вспомогательных подошвенных шпуров обычно применяются тяжелые колонковые перфораторы, устанавливаемые на треногах или на дерриках типа ГМ-2.

Наконец применение перфораторного бурения на открытых работах вызывается необходимостью вторичного дробления так называемого негабаритного материала, получающегося в виде крупных бугров после первичных взрывов.

На вскрышных работах к негабаритному материалу обычно относятся крупные куски скальных пород, которые по своим размерам превышают размеры выходного отверстия ковша вскрышного экскаватора. На добычных работах негабаритными считаются куски руды, размеры которых превышают размеры приемного отверстия первич-

ной дробилки на дробильно-обогащительной фабрике. Если же руда направляется потребителям без обогащения, то предельные размеры кусков обуславливаются потребителями.

Выход крупнокусового материала, относимого в том или ином случае к негабаритному, в значительной степени зависит от организации первичных буровзрывных работ. Важнейшее значение здесь имеют: физические свойства руды или породы, высота уступа, расположение скважин (однорядное, двухрядное или многорядное),

расстояние между скважинами в рядах и между рядами, способ размещения зарядов в скважинах и т. п.

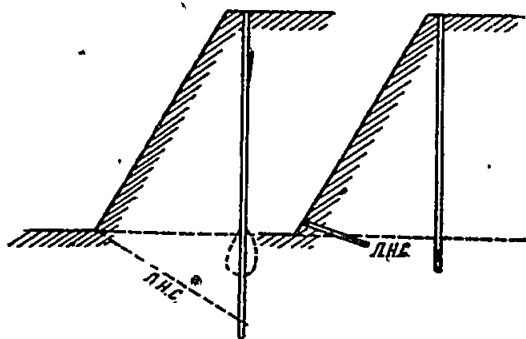
Таким образом, в связи с определенной условностью понятия о негабаритном материале и многочисленности факторов, влияющих на выход крупных кусков, количественно величина его колеблется в широких пределах.

Фиг. 31. Вспомогательные шпурь при станковом бурении.

Так например, при наличии мощных первичных дробилок и при правильном ведении первичных буровзрывных работ выход негабаритного материала по объему составляет не более 4—8%. При дробилках средней мощности и повышенной высоте уступов выход негабаритного материала достигает 15—25% или даже 40—45%. При ведении первичных взрывных работ с помощью минных камер выход негабаритного материала достигает 60—70%.

При перфораторном бурении, применяемом в качестве основного при первичной отбойке руд и пустых пород, на открытых горных работах получил широкое распространение метод многозайбойного обуривания, примененный тов. Семиволосом. За каждым бурильщиком закрепляется от двух до пяти и более забоев, расположенных возможно ближе один от другого (100—150 м).

Если перфораторное бурение применяется в качестве вспомогательного при станковом бурении, или для вторичного разбуривания негабаритного материала, то в этих случаях, как правило, за каждым экскаваторным забоем закрепляется от одного до трех бурильщиков.



ГЛАВА II

СТАНКИ УДАРНО-КАНАТНОГО БУРЕНИЯ

§ I. Достоинства и условия применения ударно-канатного бурения

С XVII до начала XX столетия ударно-канатное бурение применялось исключительно для добычи соляных растворов, нефти и естественных горючих газов, а также с целью разведки месторождений полезных ископаемых. В 1902 г. оно впервые было применено при взрывных работах на постройке железной дороги в штате Пенсильвания (США).

Важнейшие достоинства ударно-канатного бурения, благодаря которым оно получило в настоящее время очень широкое применение на открытых разработках для проведения скважин при взрывных работах, заключаются в следующем:

1) Независимость бурения от работы экскаваторов и других механизмов.

2) Возможность подготовки к взрыву больших участков или блоков на вскрышных и добычных уступах, обеспечивающих бесперебойную работу экскаваторов на длительное время.

3) Глубина и диаметр скважин практически не ограничены, что позволяет вести открытые горные работы при любой высоте уступов.

4) Вследствие простоты конструкции станков обслуживание их несложно, благодаря чему подготовка обслуживающего персонала значительно упрощается.

Кроме этих основных достоинств, станковое бурение по сравнению с пневматическим перфораторным имеет следующие преимущества:

5) Для станков не требуется компрессоров и сложной, разветвленной сети воздухопроводов, так как они приводятся в действие электромоторами или двигателями внутреннего сгорания.

6) Потери электроэнергии при передаче ее от рудничной подстанции к станкам значительно меньше, чем потери в воздухопроводах.

7) Стоимость электроэнергии в несколько раз меньше, чем стоимость энергии сжатого воздуха.

Недостатки ударно-канатного бурения заключаются в следующем:

1) Скважины могут проводиться только вертикальными, тогда как во многих случаях горизонтальные или наклонные скважины после взрыва дали бы значительно лучшие результаты.

2) После взрыва глубоких скважин почти всегда получается более или менее значительное количество крупных кусков, требующих вторичного дробления взрывным способом.

В зависимости от требований, предъявляемых к размерам кусков, выход негабаритного материала при станковом бурении изменяется в пределах от 4—8 до 40—45%.

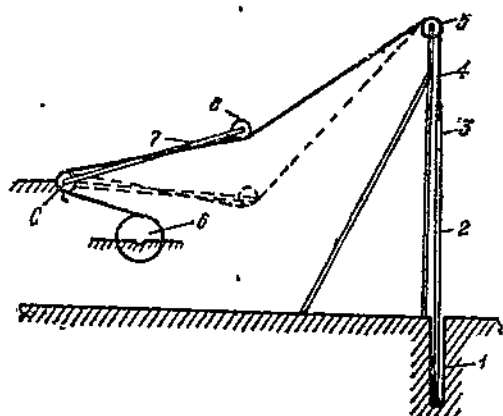
Эти недостатки, однако, не имеют решающего значения и не могут служить препятствием к дальнейшему, еще более широкому распространению ударно-канатного бурения, так как в отношении условий применения оно является наиболее универсальным и пригодно для работы в рудах и породах любой крепости.

§ 2. Принцип действия станков ударно-канатного бурения.

Действие ударно-канатных буровых станков основано на свободном падении тяжелого бурового снаряда. Все без исключения станки

ударно-канатного бурения, применяющиеся в настоящее время на открытых работах, действуют совершенно одинаково и отличаются друг от друга только конструкцией деталей.

На фиг. 32 представлена схема действия ударно-канатных станков. Буровой снаряд, весом обычно от 500 до 3000 кг, состоит из долота 1, штанги 2 и канатного замка 3. Он подвешен на свободном конце каната 4, перекинутого через блок махты 5 и вторым концом намотанного на барабан 6. На рычаге 7, называемом балансирам, укреплен оттяжной блок 8. Балансир 7 двигателем приводится в качательное движение около оси С, вследствие чего блок 8 занимает попеременно то верхнее, то нижнее (изображенное на фигуре пунктиром) положение. Когда оттяжной блок 8 занимает верхнее положение, буровой снаряд находится на забое скважины, а когда он переходит в нижнее и оттягивает канат 4 вниз и вперед, буровой инструмент приподнимается над забоем скважины приблизительно на такую же высоту, на какую блок 8 опустился при переходе из верхнего положения в нижнее. Далее, когда блок 8 перейдет снова в верхнее положение и перестанет давить на канат, — буровой инструмент под действием собственной силы тяжести падает на забой скважины и производит удар. Число ударов бурового инструмента, в зависимости от его веса и высоты подъема, бывает 30—65 в минуту; обычно же станки работают при 58—62 ударах.



Фиг. 32. Схема действия ударно-канатных станков:

1 — долото, 2 — штанга, 3 — канатный замок, 4 — канат, 5 — блок махты, 6 — барабан, 7 — рычаг-балансир, 8 — оттяжной блок.

ного на барабан 6. На рычаге 7, называемом балансирам, укреплен оттяжной блок 8. Балансир 7 двигателем приводится в качательное движение около оси С, вследствие чего блок 8 занимает попеременно то верхнее, то нижнее (изображенное на фигуре пунктиром) положение. Когда оттяжной блок 8 занимает верхнее положение, буровой снаряд находится на забое скважины, а когда он переходит в нижнее и оттягивает канат 4 вниз и вперед, буровой инструмент приподнимается над забоем скважины приблизительно на такую же высоту, на какую блок 8 опустился при переходе из верхнего положения в нижнее. Далее, когда блок 8 перейдет снова в верхнее положение и перестанет давить на канат, — буровой инструмент под действием собственной силы тяжести падает на забой скважины и производит удар. Число ударов бурового инструмента, в зависимости от его веса и высоты подъема, бывает 30—65 в минуту; обычно же станки работают при 58—62 ударах.

Чтобы падение бурового снаряда действительно приближалось к свободному и сила удара в конце падения была действительно пропорциональна живой силе $\frac{mv^2}{2}$, необходимо, чтобы оттяжной блок не препятствовал этому.

Практически в станках ударно-канатного бурения, применяемых в настоящее время на открытых работах, свободное падение бурового снаряда достигается вследствие более продолжительного времени движения оттяжного блока вниз, т. е. при подъеме бурового снаряда, чем при движении вверх, т. е. при падении его.

Это в свою очередь осуществляется соответствующим устройством так называемого долбежного механизма, схема действия которого приведена на фиг. 33.

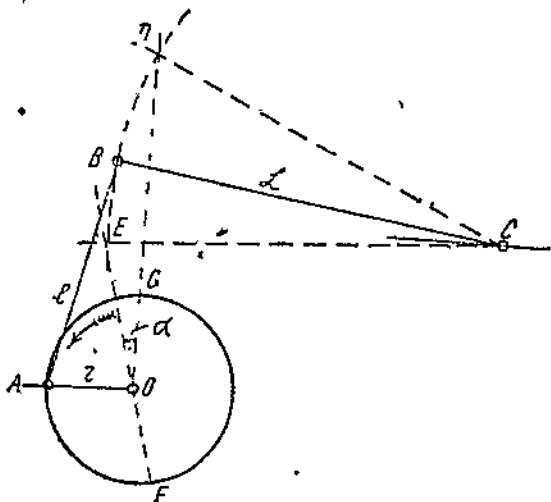
Он состоит из кривошипа $OA=r$; шатуна $AB=l$ и балансира $BC=L$. Оттяжной блок укрепляется в точке B и перемещается вверх и вниз по дуге DE , описанной радиусом L из точки C .

Точка D соответствует крайнему верхнему положению оттяжного блока, т. е. когда он наиболее удален от центра и находится на расстоянии $OD = r + l$.

Точка E соответствует крайнему нижнему положению оттяжного блока, т. е. когда он находится в наискратчайшем расстоянии от центра O , равном $EO = l - r$.

Таким образом при вращении кривошипа по стрелке, оттяжной блок из верхнего крайнего положения D переходит в нижнее крайнее положение E , а кривошипный палец описывает дугу GAF , длина которой больше половины окружности и соответствует углу $180^\circ + \alpha$. Когда же оттяжной блок переходит из крайнего нижнего положения E в крайнее верхнее D — кривошипный палец описывает дугу FG , соответствующую углу $180^\circ - \alpha$. Следовательно, при равномерном вращении кривошипный палец при движении оттяжного блока вниз проходит больший путь и затрачивает на это больше времени, чем при движении его вверх.

Угол α называется углом опережения подъема, величину которого можно регулировать путем изменения длины кривошипа r и длины балансира L и тем самым достичь наиболее выгодной эффективности удара.



Фиг. 33. Схема действия долбежного механизма.

§ 3. Буровые станки «Металлист», «Армстронг» и «Бьюсайрус»

Ударно-канатное бурение при взрывных работах в Советском Союзе впервые стало применяться в 1927 г. сначала на Днепрострое, а затем с 1929—1930 гг. на Высокогорском, Магнитогорском и других рудниках Союза.

Первоначально для этой цели использовались станки американских фирм Сандерсон, Стар и Кийстон, приспособленные для работы на эластичном манильском канате.

Все они в конструктивном отношении характеризуются тем, что механизмы их смонтированы на деревянной станине, установленной на колесном ходу; маты станков также деревянные.

Основной недостаток этих станков заключается в небольшой прочности их, так как под влиянием нагрузки, изменяющейся в среднем каждую секунду (при 58—62 ударах в минуту) от нуля до максимума, и деревянная станина и мачта быстро расшатываются и требуют слишком частых ремонтов.

Другим недостатком станков Сандерсон, Стар и Кийстон является незначительная прочность каната, на котором могут работать эти станки, что приводит к очень быстрому износу и необходимости частой замены каната. Попытки заменить канат на материалов органического происхождения стальных без изменения конструкции станков привели к снижению производительности бурения в два-три раза, сами станки очень быстро изнашивались и приходили в негодность.

Наконец, третий серьезный недостаток упомянутых выше станков заключается в малой подвижности колесного ходового устройства, при котором на переезды от скважины к скважине и на установку станка затрачивается слишком много времени и труда.

Все эти недостатки были учтены и полностью устранены в станках цельно-металлической конструкции, выпущенных американской фирмой Армстронг. Эти станки первоначально были приобретены для Магнитогорского рудника, а затем с 1933 года по их образцу стали выпускаться Свердловским машиностроительным заводом «Металлист» советские ударно-канатные станки, которые и носят марку этого завода.

Станки заводов «Металлист» и «Армстронг», а также подобные им по конструкции и применяющиеся на наших рудниках станки английских фирм «Маршалл» и «Робей» в течение 5—6 лет постепенно вытеснили машины старых конструкций, и можно считать, что в настоящее время станки Сандерсон, Стар и Кийстон у нас в Союзе полностью вышли из употребления, как устаревшие, и поэтому останавливаться на описании их конструкций нет необходимости.

Следует отметить, что примерно с 1932—1933 гг. известная американская экскаваторостроительная фирма «Бьюсайрус» также приступила к выпуску ударно-канатных станков типа «Армстронг», причем в отличие от других заводов и фирм, изготовляющих обычно карьерные станки одной модели, эта фирма сразу стала готовить специальные карьерные станки трех моделей: 26-P, 29 и 29-T, отличающихся одна от другой только размерами, весом и мощностью.

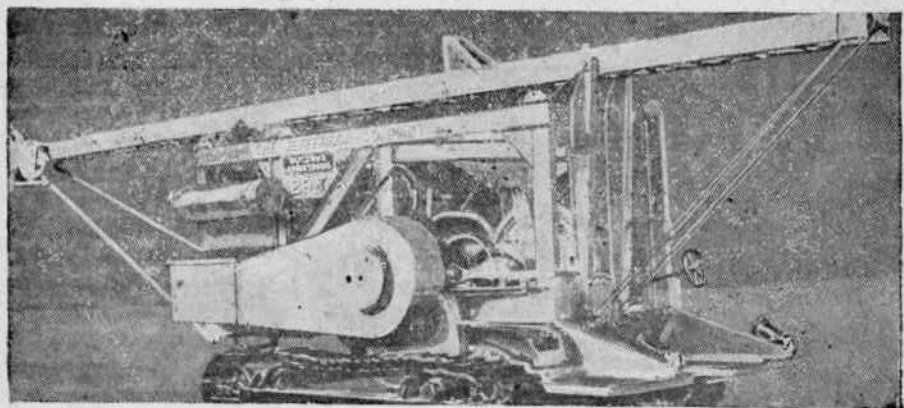
С 1938—1939 гг. заводами Бьюсайрус выпускаются обновленные и более усовершенствованные карьерные станки трех моделей: 27-Т, 29-Т и 42-Т.

Станок 27-Т работает с буровым снарядом весом 900 кг и предназначен для скважин диаметром 150—200 мм.

Станок 29-Т рассчитан для бурового снаряда весом в 1350 кг и предназначен для бурения скважин диаметром 230—305 мм.

Станок 42-Т работает с буровым снарядом в 2700 кг при диаметре скважин 230—305 мм.

На некоторых наших рудниках, например Лебяжинском, Высокогорском и других, весьма успешно применяются станки «Бьюсайрус» новейшей и наиболее усовершенствованной модели 29-Т.



Фиг. 34. Общий вид станка «Бьюсайрус—Армстронг», модели 29-Т.

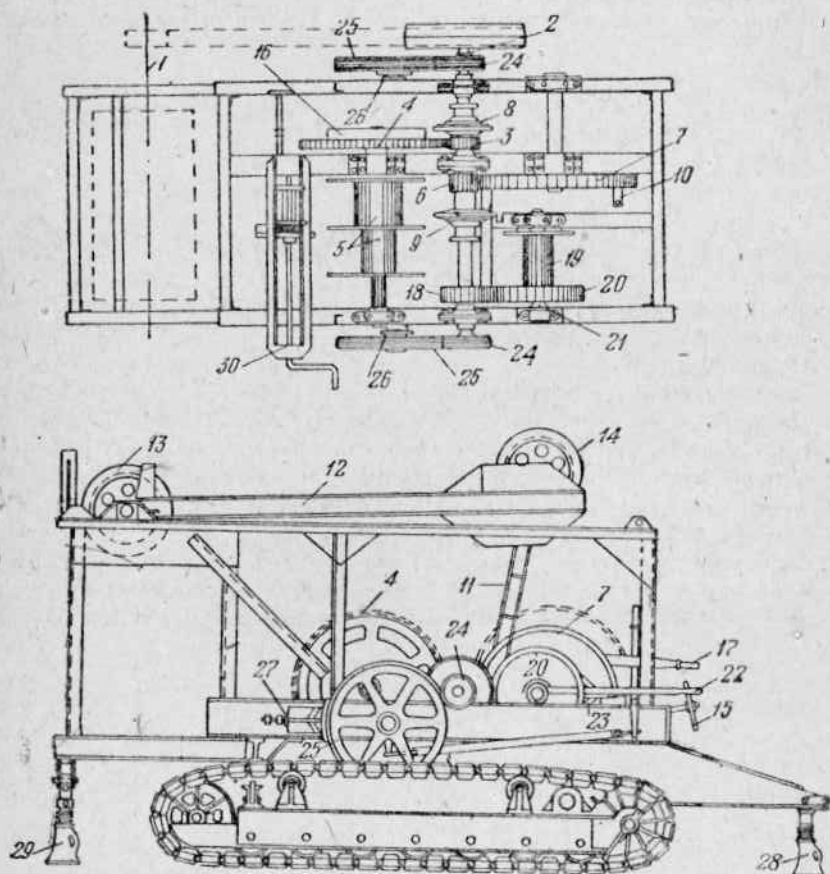
В последнее время Главруда Наркомчермета приступила к освоению на новых уральских заводах бурового оборудования по образцу станков «Бьюсайрус» 29-Т.

Буровой станок модели 29-Т, общий вид которого представлен на фиг. 34, как по конструкции, так и по мощности весьма близок к станкам завода «Металлист».

Он состоит из пяти главных частей: станины, или главной рамы, гусеничного ходового устройства, мачты, трансмиссий и электросилового оборудования, или двигателя внутреннего сгорания, помещенного в будке, в задней части станины. Все рычаги управления сосредоточены в передней части станка и легко доступны с рабочей площадки, на которой находится ключник во время бурения и передвижки станка.

Кинематическая схема, т. е. передача движений от вала двигателя к рабочим и ходовому механизмам, в станках «Армстронг», «Бьюсайрус» и «Металлист» одна и та же и представлена на фиг. 35.

Вращение от вала двигателя 1 передается с помощью ременной передачи главному валу 2, на котором посажены свободно: малая шестерня 3, сцепляющаяся с большой шестерней 4 рабочего (бурового) барабана 5, и малая балансирующая шестерня 6, входящая в зацепление с большой балансирующей шестерней 7. Р-лючение и вы-



Фиг. 35. Кинематическая схема буровых станков «Бьюсайрус», «Армстронг» и «Металлист».

ключение шестерен 3 и 6 производится посредством [фрикционных муфт 8 и 9.

Бурение. Во время бурения шестерня 3 выключена, а шестерня 6 включена и вращается вместе с главным валом, приводя в движение большую балансирующую шестерню 7. На кривошипный палец 10, вставленный в спицу этой шестерни, надета нижняя головка шатуна 11 (см. нижний чертеж на фиг. 35), а верхняя головка его соединена с передним концом балансирующей рамы 12. Рабочий канат с барабана 5 проходит на хвостовой блок 13, посаженный свободно

на оси балансира, и, обогнув его, проходит под оттяжной блок 14, а затем перекидывается через головной шкив мачты и укрепляется к канатному замку бурового снаряда. Следовательно, при вращении шестерни 7 балансира рама 12 приводится в качательное движение и посредством блока 14 то оттягивает рабочий канат вниз, производя тем самым подъем инструмента над забоем, то освобождает его, вследствие чего буровой снаряд падает почти свободно и производит удар.

По мере углубки скважины подача рабочего каната, т. е. постепенное сматывание его, осуществляется вручную посредством штурвала 15, на противоположном конце которого имеется червяк, сцепляющийся сцепу с шестерней 4 рабочего барабана 5.

Подъем и спуск бурового снаряда в скважину. Перед подъемом бурового снаряда из скважины червяк и шестерня 4 расцепляются; шестерня 6 выключается, а шестерня 3 — включается, вследствие чего барабан 5 начинает вращаться по часовой стрелке и, наматывая на себя рабочий канат, поднимает буровой снаряд из скважины.

Спуск снаряда в скважину происходит под влиянием его собственной силы тяжести с подтормаживанием барабана 5, для чего рядом с шестерней 4 посажен гладкий тормозной шкив 16 для ленточного тормоза, управление которым осуществляется посредством рычага 17. Этот же тормоз удерживает буровой снаряд в то время, когда он поднят на поверхность, а шестерня 4 и червяк расцеплены.

Чистка скважины. ПерIODическая чистка скважины от бурового шлама производится с помощью желонки, которая опускается в скважину и поднимается на поверхность желоночным механизмом, состоящим из фрикционного приводного шкива 18, посаженного на главный валу 2 на шпонке, и барабана 19 с фрикционным шкивом 20.

Подшипник 21 желоночного барабана 19 имеет эксцентриковые вкладыши, которые могут полорачиваться при помощи рычага 22, благодаря чему фрикционные шкивы 18 и 20 могут быть сцеплены или расцеплены, а желоночный барабан, соответственно, включен или выключен.

Спуск желонки в скважину происходит под влиянием ее собственной силы тяжести с подтормаживанием желоночного барабана, для чего фрикционный шкив посредством рычага 22 слегка прижимается к тормозной колодке 23, укрепленной к станине станка. Подъем желонки из скважины происходит в то время, когда фрикционные шкивы 18 и 20 сцеплены, т. е. прижаты друг к другу.

Передвижение станка. Переменение станка от скважины к скважине, а также с одного участка работы на другой, если расстояние между ними не слишком велико, производится с помощью того же двигателя, которым приводятся в действие ударный, подъемный и желоночный механизмы. С этой целью на концах главного вала заключены на шпонках малые фрикционные шкивы 24, сцепляющиеся с такими же шкивами 25, но большего диаметра.

Оси фрикционных шкивов 25, на которые посажены наглухо также цепные звездочки 26, покоятся в подшипниках с эксцентри-

ковыми вкладышами, благодаря чему фрикционные шкивы 24 и 25 могут быть сцеплены, расцеплены или прижаты к тормозной колодке 27. Звездочки 26 соединяются цепями Галля со звездочками промежуточного вала, а затем со звездочками, заклиненными на осях ведущих колес гусеничного хода.

Фрикционные пары 24 и 25 могут быть сцеплены обе одновременно, например, при движении станка вперед и назад или только одна из пар, например, при поворотах вправо и влево.

В станках 29-Г ходовая трансмиссия несколько видоизменена и колодочное тормозное устройство заменено ленточным.

Станки металической конструкции на гусеничном ходу всех без исключения советских и зарубежных заводов, как правило, снабжаются тремя установочными домкратами, два из которых 28 помещены под рабочей площадкой в передней части станка, а третий 29 — сзади, под моторной будкой.

Домкраты служат для того, чтобы: 1) станок можно было быстро установить в горизонтальном положении, 2) предотвратить смещение станка с установленного места и не нарушать центрировки бурового снаряда над скважиной и 3) удары и толчки не передавались целиком гусеничному ходу и не расшатывали его.

Наконец, нужно отметить, что на станках всех заводов подъем мачты для установки ее в вертикальном положении перед бурением, а также спуск ее в горизонтальное положение, в каком она показана на фиг. 34, производится с помощью ручной лебедки 30 (фиг. 35), установленной на станке позадн рабочего барабана.

Это является довольно серьезным недостатком всех без исключения станков, так как подъем мачты с помощью ручной лебедки утомителен, требует для этой цели минимум двух человек и связан со сравнительно большими потерями времени.

§ 4. Детали буровых станков

1. Станина и рабочая площадка

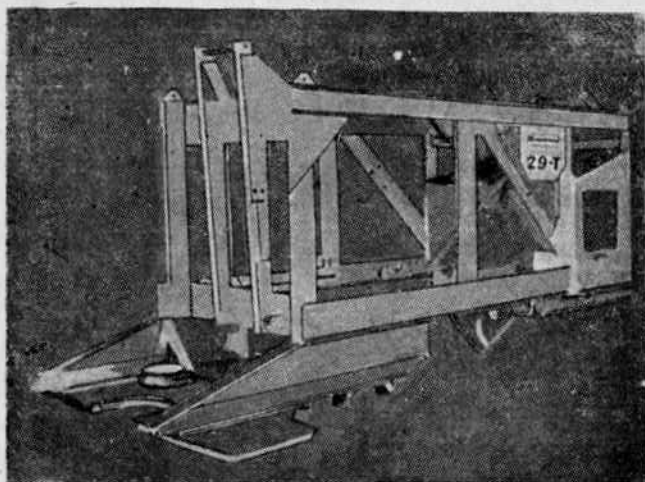
Станины, или главные рамы, буровых станков обычно изготовляются в виде каркаса ящичной формы (фиг. 36), внутри которого размещается механизм станка и силовая установка.

Все элементы станины, т. е. нижняя и верхняя обвязки, угловые и промежуточные стойки, раскосы, кронштейны для мачты и консольные балки, несущие рабочую площадку, соединены между собою при помощи электросварки, которая, как показывает опыт, дает наиболее надежные соединения этих элементов станины, работающей в крайне неблагоприятных условиях, с ежесекундным изменением нагрузки от нуля до максимума.

Станины карьерных буровых станков, выпускаемых различными советскими и иностранными заводами как по внешнему виду, так и по конструкции почти ничем не отличаются друг от друга, за исключением размеров и стандартов фасонного железа, чаще всего швеллерного, из которого они сделаны.

Нужно, однако, отметить, что в станках Бьюсайрус, например модели 29-Г, наиболее позднего выпуска (1940—1941 гг.), в

конструкцию рабочей площадки, которая обычно составляет одно целое со станиной, внесено весьма существенное конструктивное усовершенствование, на котором, несомненно, следует остановиться более подробно, так как оно облегчает обслуживание станка и повышает эффективность его использования. Это усовершенствование заключается в том, что в рабочую площадку станка вмонтировано специальное приспособление для сборки и разборки бурового снаряда и для смены затупленных долотьев.



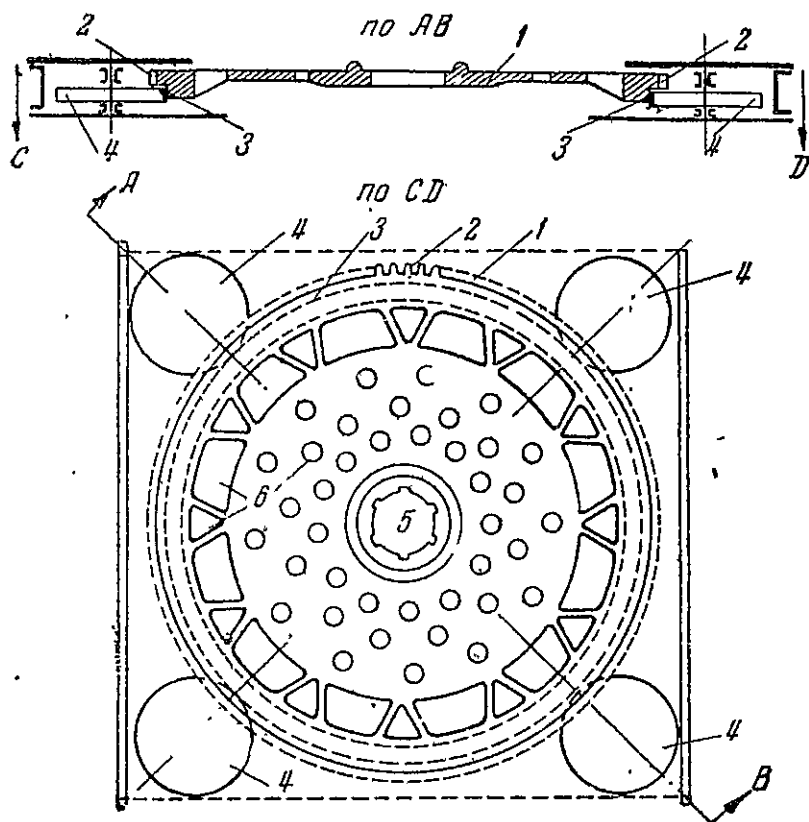
Фиг. 36. Станина бурового станка модели 29-Т.

Основные детали этого приспособления схематически показаны в плане и в разрезе на фиг. 37. Оно состоит из диска 1, имеющего двойной ступенчатый обод. Верхняя половина этого обода снабжена зубьями 2 и имеет вид шестерни, а нижняя 3, меньшего диаметра, — гладкая. С помощью четырех гладких роликов 4, помещенных между плитами рабочей площадки, диск зажат так, что может поворачиваться только вокруг своего центра, а гладкая половина обода катится по роликам.

В центре диска имеется отверстие 5, через которое во время работы станка проходит буровой снаряд; при смене долотьев последние зажимаются в этом отверстии с помощью сегментных держателей, показанных отдельно на фиг. 38. Два таких держателя, вставленных в центральное отверстие диска, плотно захватывают долото за квадрат и не позволяют ему упасть в скважину, а наличие выступов, которыми держатели входят в соответствующие выемки на окружности центрального отверстия диска, позволяют поворачивать долоту в горизонтальной плоскости только вместе с диском. Для облегчения диска, а также для того, чтобы на рабочей площадке не скапливались грязь и шлам, на нем имеются круг-

лые, треугольные и трапециoidalные отверстия 6, придающие плоскости диска фигурную форму.

Смена долота при помощи этого приспособления показана на схеме, изображенной на фиг. 39, и производится следующим образом: Буровой снаряд поднимается из скважины и останавливается в таком положении, чтобы квадрат долота находился в централь-



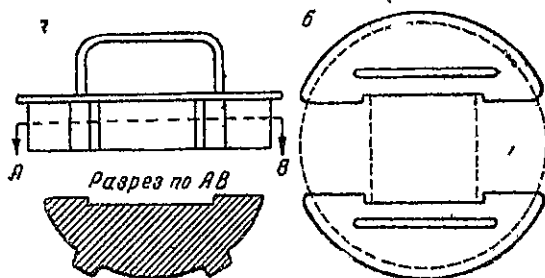
Фиг. 37. Схема устройства усовершенствованной рабочей площадки станка «Вьюсайрус» 29-Т:

1 — диск, 2 — зубья, 3 — нижняя часть обода, 4 — ролики, 5 — отверстие для долота.

ном отверстии диска; после этого долото зажимается в диске посредством сегментных держателей. Нижний конец ударной штанги захватывается за квадрат легким штанговым ключом, короткая рукоятка которого помещается между стойками мачты, выполняющими роль упора.

Далее, с помощью рычага и тяги приводится во вращение храповичная шестерня, помещенная в коробке передаточного механизма, и сидящая на одном с ней валу приводная шестерня; последняя сцепляется с диском, и он благодаря этому также начинает

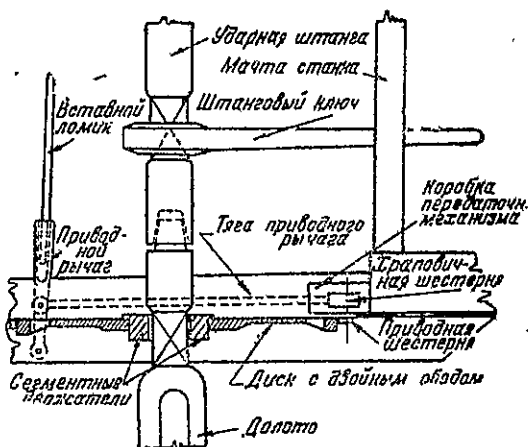
вращаться. Таким образом диск, вращаясь вместе с долотом, отвинчивает его от штанги; затем штанга приподнимается и отводится в сторону, а долото захватывается желоночным канатом и извлекается на рабочую площадку. Новое долото вставляется в цеп-



Фиг. 38. Сегментные держатели для зажима долота на станке 29-Т.

тральное отверстие диска с помощью желоночного каната. В том и другом случае для подъема долота используется желоночный механизм. Свинчивание нового долота со штангой производится таким же способом, как и отвинчивание. После смены долота штанговый ключ всегда хранится на станке, между стойками мачты, и переносить его с места нет необходимости:

С помощью описанного устройства смена затупленных долот очень удобна, требует не более 10—15 минут и, самое главное, не требует от станковой бригады затраты времени на поиски и переноску штанговых и цепных ключей или других приспособлений.



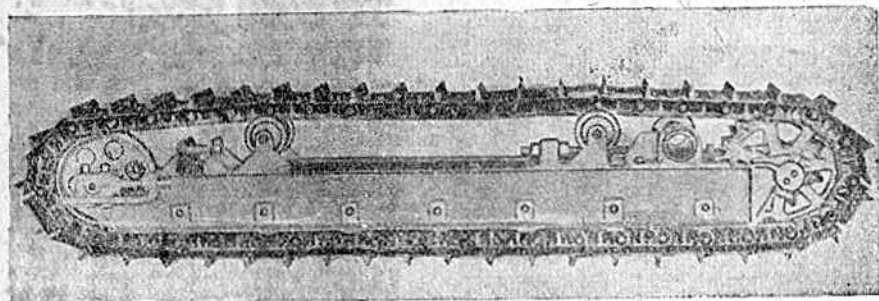
Фиг. 39. Кинематическая схема смены долота на станке «Быусайфурс» 29-Т.

2. Гусеничный ход

Ударно-канатные станки обычно строятся на многоопорном гусеничном ходу (фиг. 40) и отличаются друг от друга лишь устройством гусеничных звеньев, т. е. на одних они бывают гладкими, а на других со шпорами.

Многоопорная гусеница состоит из сварной рамы, на одном конце которой укреплено ведущее колесо (с зубцами), а на другом ведомое (гладкое). Между этими колесами внутри рамы укрепляется 6—8

опорных роликов небольшого диаметра, благодаря чему вес станка распределяется на опорную поверхность гусеничной ленты более равномерно.



Фиг. 40. Гусеница станка 29-Т.

Станки «Металлист» строились на гусеничном ходу трактора «Сталинец» ЧТЗ (фиг. 40а), причем конструкция его была несколько упрощена и приспособлена к станку. Особенность этого хода заключалась в том, что он имел пружинное натяжное устройство для гусеничных лент, которое в условиях горных работ оказалось не-



Фиг. 40а. Гусеничный ход станка «Металлист» с пружинным натяжным устройством.

удовлетворительным. Поэтому в 1936 г. пружинное натяжение гусеничных лент решено было заменить болтовым, т. е. таким же, как на станках «Армстронг», «Бьюсайрус», «Маршалл», «Робей» и др.

Скорость передвижения станков на гусеничном ходу в среднем составляет 1,35—1,50 км/час, максимальная крутизна подъемов при перемещении с опущенной мачтой до 15°, с поднятой мачтой — не более 5°.

3. Главный вал и фрикционная муфта

Главный вал (фиг. 41), от которого приводятся в движение все механизмы станка, в том числе и ходовой, покоится на трех шариковых или роликовых подшипниках 1, 2 и 3.

Правый, и левый подшипники, т. е. 1 и 3, укрепляются на боковых швеллерах нижней обвязки станка, а средний — на промежуточном. На правом конце вала насаживается с помощью шпонки гладкий шкив 4 для ременной передачи, посредством которой он соединяется со шкивом двигателя.

На станках новейших моделей, например 29-Т и др., гладкие шкивы ременной передачи заменены многоручейными для тексропной передачи с V-образным поперечным сечением ручьев. В этих ручьях, как при канатной передаче, помещаются резиновые или кожаные стропы треугольного поперечного сечения.

Достоинства тексропной передачи в том, что при ней почти полностью исключаются простои из-за разрыва ремня, так как все стропы одновременно никогда не разрываются, а натяжение, запасной вместо разорванной стропы требует очень немного времени и при том может быть произведено во время вынужденного простоя станка. Кроме того, скольжение при тексропной передаче значительно меньше. По этим причинам даже на старых станках довольно часто ременную передачу заменяют тексропной.

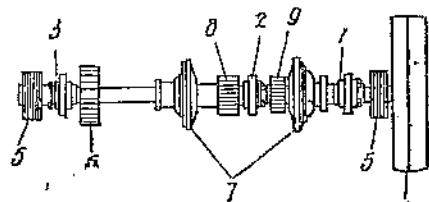
На наружных концах вала, рядом с подшипниками 1 и 3, заклинены на шпонках фрикционные шкивы 5—5 для передачи движения гусеничному ходу. Рядом с подшипником 3 посажен на шпонке фрикционный шкив, приводящий в движение желобочный барабан. Обод этого шкива обшивается ферродо-лентой.

Наконец, весьма важными деталями станка являются фрикционные муфты 7, одна из которых служит для включения и выключения малой балансирной шестерни 8, а другая — для шестерни рабочего барабана 9.

Конструкция фрикционных муфт на всех станках («Армстронг», «Металлист», «Бьюсайрус» и др.) совершенно одинакова и лишь иногда они отличаются друг от друга незначительными видоизменениями деталей.

Внешний вид муфты показан на фиг. 42, а разрез ее на фиг. 43. Она состоит из фрикционного диска 1, посаженного на главном валу с помощью шпонки 2. На удлиненную втулку этого диска насажен при помощи шпонки 3 второй фрикционный диск 4, который имеет возможность скользить вдоль втулки диска 1 вправо и влево, вследствие чего фрикционные диски 1 и 4 могут сближаться и раздвигаться. Таким образом, диски 1 и 4 всегда вращаются вместе с валом.

На конец удлиненной втулки диска 1, снабженной винтовой нарезкой, навинчен упорный фланец 5, имеющий по окружности четыре прилива с отверстиями, в которых с помощью шпилек 6 укреплены шарнирно нажимные лапы 7. Противоположные концы



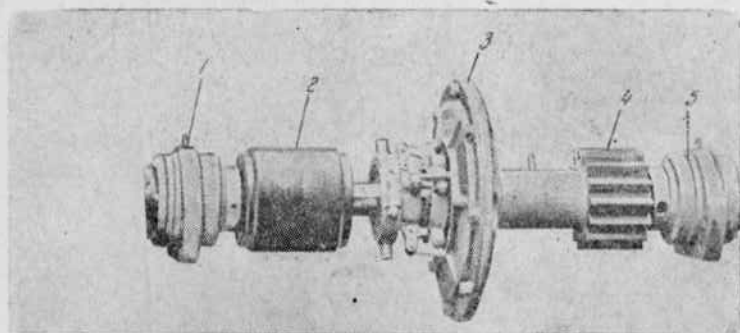
Фиг. 41. Главный вал станков «Металлист» и «Армстронг»:

1, 2, 3 — подшипники, 4 — гладкий шкив, 5 — фрикционные шкивы, 6 — фрикционный шкив желобочного механизма, 7 — фрикционная муфта, 8 — балансирная шестерня, 9 — шестерня рабочего барабана.

этих лап посредством шпилек 8—8 и тяг 9 соединены с втулкой 10, сидящей на валу свободно. На эту втулку надет бугель 11, который посредством ручного рычага управления может перемещаться вдоль вала вправо и влево вместе с втулкой 10.

Между фрикционными дисками 1 и 4 помещены кольцевой диск 12 и два фибровых диска 13. Болтами 14 они укреплены к наружному диску 15, который, в свою очередь, посредством электро-сварки и шурупов 16 соединен со ступицей малой шестерни 17, сцепляющейся с шестерней рабочего барабана.

Для включения рабочего барабана бугель 11 вместе с втулкой 10 посредством рычага управления перемещается влево, вследствие чего тяга 9 из наклонного положения приближается к вертикальному, поворачивая при этом нажимную лапу 7,



Фиг. 42. Часть главного вала станка «Бьюсайрус» с подшипниками, желоночным шкивом, фрикционной муфтой и малой балансирующей шестерней:

1 и 5 — роликовые или шариковые подшипники, 2 — фрикционный шкив для желоночного барабана, 3 — фрикционная муфта, 4 — малая балансирующая шестерня.

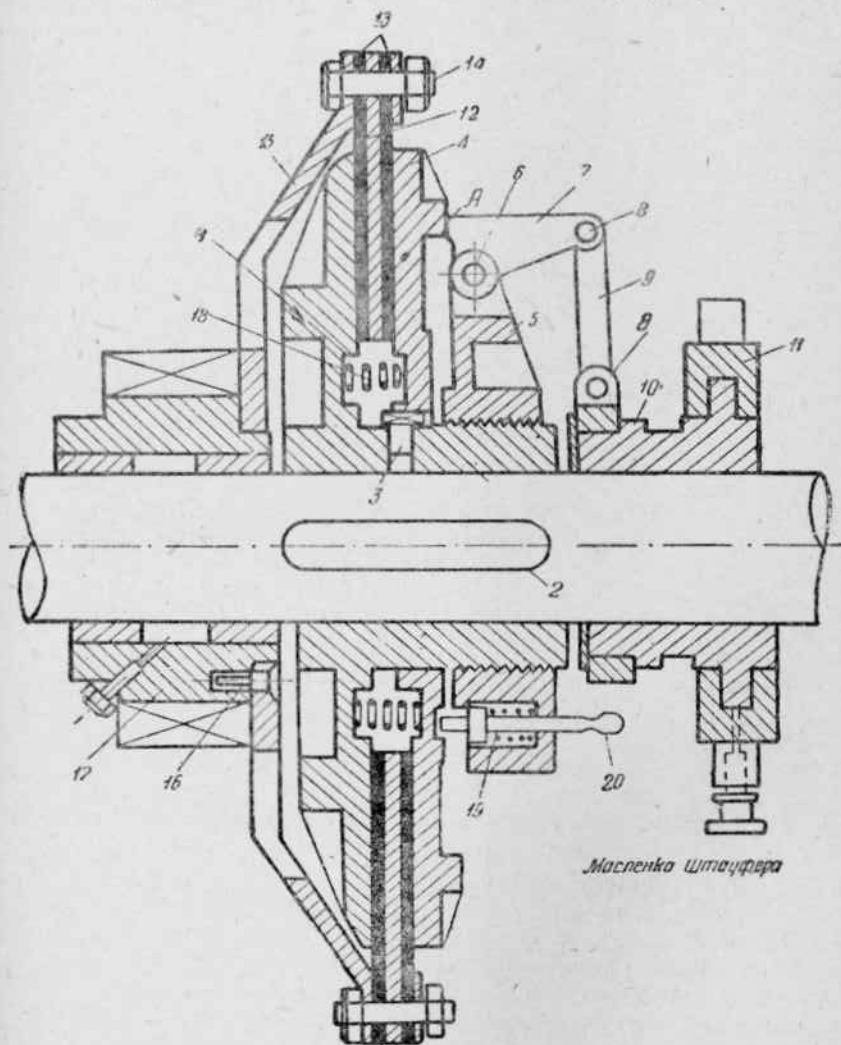
сидящую на оси 6. Упорный конец А лапы 7 благодаря этому начинает давить на фрикционный диск 4 и перемещает его влево вдоль втулки диска 1.

При соприкосновении диска 4 с правым фибровым диском 13 упорный конец А лапы 7 приобретает твердую опору, вследствие чего ось 6 вместе с фланцем 5 начинает перемещаться вправо, увлекая за собой втулку диска 1, которая имеет возможность скользить на шпонке 2 вдоль вала. Благодаря этому диски 1 и 4 сближаются и защемяют между собою кольцевой диск 12 и фибровые диски 13, которые вследствие этого начинают вращаться вместе с фрикционными дисками 1 и 4, увлекая за собой диск 15 и соединенную с ним шестерню 17.

При выключении барабана бугель 11 перемещается вправо, упорный конец А перестает давить на диск 4, а пружина 18 раздвигает диски 1 и 4, вследствие чего кольцевой и фибровые диски освобождаются, и вращение шестерни 17 прекращается.

Для предотвращения возможного самовыключения муфты она должна быть отрегулирована так, чтобы при включенном поло-

жении, т. е. когда бугель 11 передвинут влево доотказа, тяга 9 имеет уклон в противоположную сторону по сравнению с тем, какой она имела при выключенном положении. Эта регулировка дости-



Фиг. 43. Фрикционная муфта:

1 и 4 — фрикционные диски, 2 и 3 — шпонки, 5 — упорный фланец, 6 — ось лопы, 7 — нажимная лапа, 8 — шпильки, 9 — тяга, 10 — втулка, 11 — бугель, 12 — кольцевой диск, 13 — фибровые диски, 14 — болты, 15 — парный диск, 16 — шуруп, 17 — малая шестерня, 18 и 19 — пружины, 20 — запорная шпилька.

гается путем поворота упорного фланца 5 в ту или другую сторону на винтовой нарезке удлиненной втулки диска 1, на котором этот фланец навинчен.

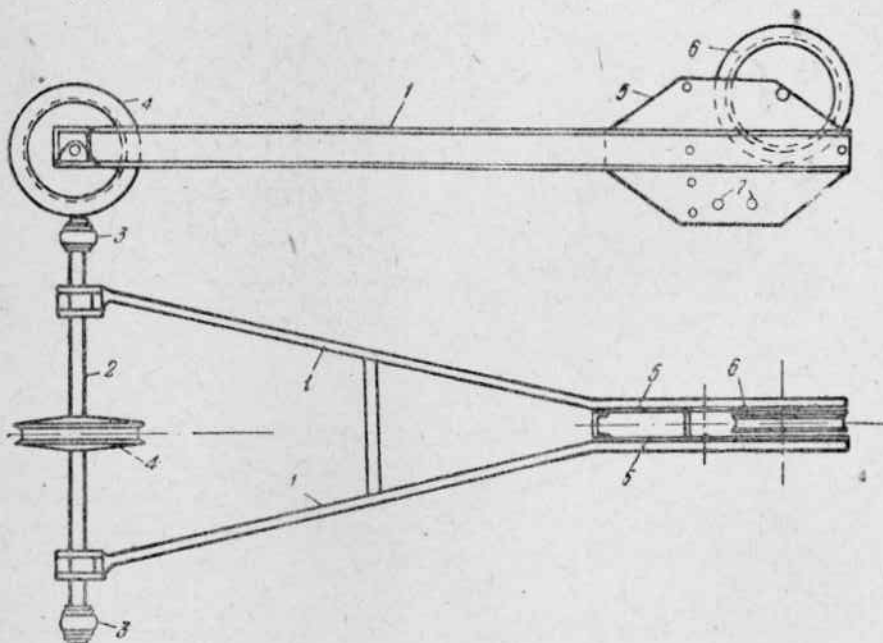
Самоотвинчивание фланца 5, в свою очередь, предотвращается посредством двух пружинных затворов, каждый из которых

состоит из пружины 19 и запорной шпильки 20. Конец этой шпильки входит в соответствующие углубления или отверстия, имеющиеся на диске 4.

Фрикционная муфта для включения и выключения балансирной шестерни имеет такое же устройство.

4. Балансир и балансирная шестерня

Балансир (фиг. 44) представляет собой жесткую раму А-образной формы, состоящую из двух швеллеров 1—1, опорные концы



Фиг. 44. Балансир:

1—1 — швеллеры, 2 — ось, 3 — 3 — подшипники, 4 — блок для рабочего каната, 5 — пластины, 6 — оттяжной блок, 7 — отверстия.

которых укреплены неподвижно на оси 2, опирающейся на подшипники 3—3. Эти подшипники укрепляются на швеллерах верхней обвязки станины, в заднем ее конце над моторной будкой.

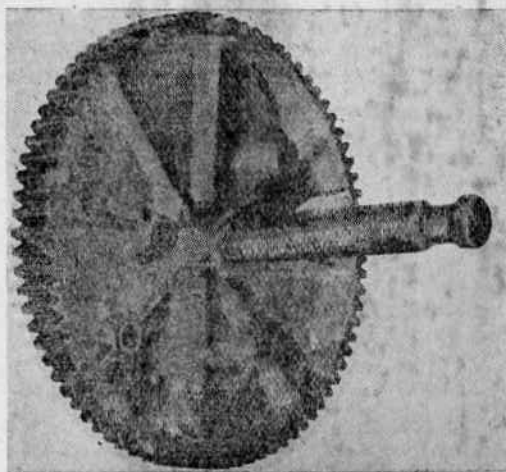
На оси балансира посажен свободно хвостовой (направляющий) блок 4 для рабочего каната.

К противоположным, сходящимся концам швеллеров балансирной рамы приварены две пластины 5, между которыми помещается оттяжной блок 6. В нижней части этих пластин просверливается от 2 до 4 отверстий 7 для укрепления в них пальца верхней головки шатуна, благодаря чему имеется возможность изменять радиус качания балансира.

Большая балансирная шестерня (фиг. 45) заклинивается на конце вала наглухо. Вал вращается в двух подшипниках, один из

которых укрепляется на боковом швеллере нижней обвязки станины, а второй — на промежуточном.

Для кривошипного пальца в спицах шестерни делается обычно четыре отверстия, расположенных на различных расстояниях от ее центра, что дает возможность изменять высоту хода и время подъема и падения бурового снаряда. На балансирной шестерне станка 29-Т имеется пять отверстий, из них два, диаметрально противоположных, находятся на одинаковых расстояниях от центра, так как именно на этих отверстиях чаще всего приходится работать. Поэтому когда одно из них становится сильно разношенным, можно пользоваться другим, не меняя шестерни.



Фиг. 45. Большая балансирная шестерня.

Изменяя длину балансира и радиус кривошипа, можно изменять величину хода, а также время подъема и падения бурового снаряда. На станках завода «Металлист», при наличии двух отверстий для шатуна на балансире и четырех отверстий на балансирной шестерне имеется возможность работать при любой из следующих восьми возможных комбинаций, дающих различные время падения и подъема бурового снаряда (табл. 7).

Таблица 7

Время подъема и падения бурового снаряда (в %) в зависимости от радиуса кривошипа и длины балансира

Комбинации Элементы комбинации	1	2	3	4	5	6	7	8
Длина балансира, мм	2650	2650	2650	2650	2780	2780	2780	2780
Радиус кривошипа, мм	350	310	290	250	350	310	290	250
Время падения, %	45,4	46,2	46,5	47,1	47,6	48,0	48,2	48,5
Время подъема, %	54,6	53,8	53,5	52,9	52,4	52,0	51,8	51,5

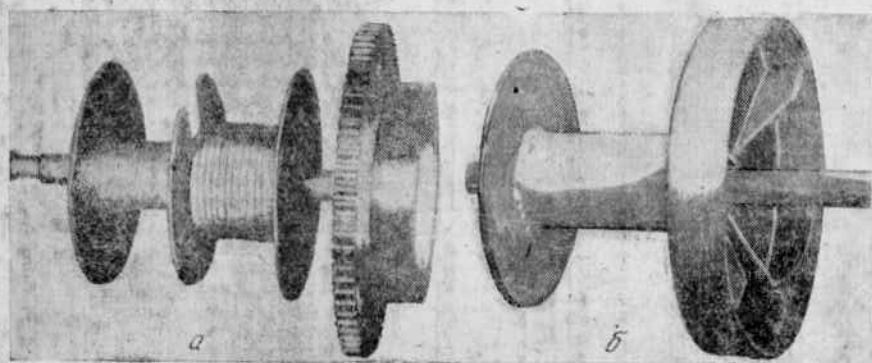
Таким образом, в данном случае наибольшая сила удара достигается при первой комбинации, т. е. при коротком плече балансира и при наибольшем радиусе кривошипа, так как здесь при максимальной высоте подъема время падения составляет только 45,4 %, а время подъема — 54,6 %.

а во всех остальных случаях оно больше. Понятно, что чем меньше время падения, тем больше его скорость, а следовательно, больше и живая сила в момент удара, так как она пропорциональна квадрату скорости.

5. Рабочий и желоночный барабаны

Рабочий, или буровой, барабан (фиг. 46, а), как правило, делается двухступенчатым. Левая половина барабана меньшего диаметра служит для наматывания запасного каната, а правая, большего диаметра — для рабочего. Общая емкость барабана при канате диаметром 19 мм составляет обычно 300—350 пог. м.

Тело барабана (цилиндр) изготавливается из котельного железа с помощью электросварки, фланцы или диски также привари-



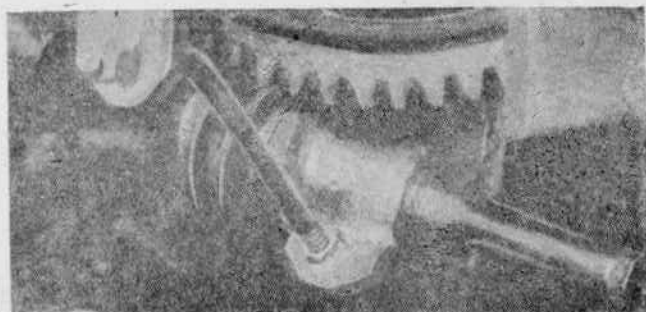
Фиг. 46. Рабочий (а) и желоночный (б) барабаны.

ваются электросваркой. Цилиндрическая поверхность рабочей половины барабана покрывается кроме того желобчатой футеровкой из литого железа. На конце вала, со стороны рабочей половины барабана, насаживаются наглухо цилиндрическая зубчатая шестерня и гладкий тормозной шкив.

По мере углубки скважины подача каната с рабочего барабана, как уже упоминалось ранее, производится с помощью штурвала, на другом конце которого имеется червяк, сцепляющийся снизу с шестерней барабана (фиг. 47). Если ключник перед включением рабочего барабана для подъема бурового снаряда из скважины забудет выключить червяк, то неизбежно могут произойти серьезные поломки механизма. Во избежание этого на станках «Бьюсайрус» 29-Т рычаги включения барабана и червяка заблокированы так, что когда начинается подъем бурового снаряда из скважины червяк автоматически выключается посредством блокировочного рычага, показанного на фиг. 47.

Желоночный барабан (фиг. 46, б) также изготавливается из котельного железа с помощью электросварки.

Для сцепления с фрикционным шкивом главного вала он снабжен шкивом, имеющим гладкий обод. Шейка вала желоночного барабана со стороны шкива вращается в подшипнике с эксцентриковыми вкладышами, поворотом которых при помощи рычага



Фиг. 47. Подающий червяк рабочего барабана с блокировочным рычагом автоматического выключения.

управления достигается включение, выключение и торможение барабана.

6. Мачта, амортизатор и блоки

Мачты на ударно-канатных карьерных станках, выпускаемых различными заводами, почти совершенно одинаковы по своей конструкции и отличаются друг от друга лишь размерами. Стойки их в большинстве случаев делаются из швеллеров и соединяются между собою посредством электросварки горизонтальными и раскосными соединительными планками из полосового, уголкового или швеллерного железа малого профиля.

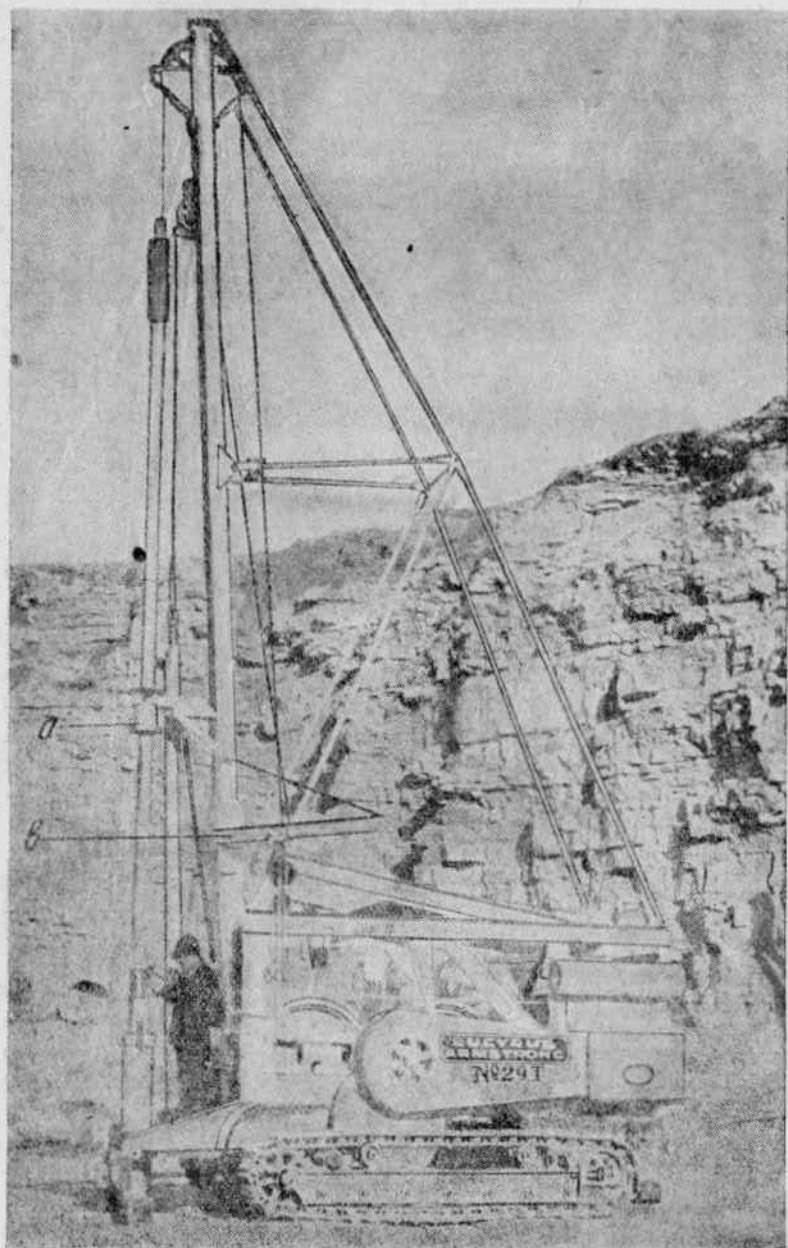
В поднятом положении (фиг. 48) мачта удерживается с помощью так называемого кантилеверного крепления, состоящего из трубчатых тиг, подхватывающих ее в четырех точках, а четыре других конца тиг укрепляются к мочкам на верхней обвязке станины. При таком способе крепления достигается вполне удовлетворительная устойчивость мачты, а также уменьшается возможность изгиба ее и дрожания во время работы.

На высоте 3,5—4,0 м от основания мачты, на крошштейне, с помощью скользящих салазок укрепляется гладкая муфта *a* (фигура 48). Это устройство, называемое иногда лафетом, предохраняет буровой снаряд от раскачивания в момент забуривания скважины.

Мачты станков «Бьюсайрус» снабжаются иногда (по желанию потребителей) консольными кранами-укосинами *b* с подъемными талями, служащими для подъема и переноски затупленных долот при их замене.

Одной из наиболее важных деталей станков металлической конструкции, позволяющей им вполне успешно работать на стальном

канате является амортизатор или абсорбер, который находится на вершине мачты, под головным блоком.

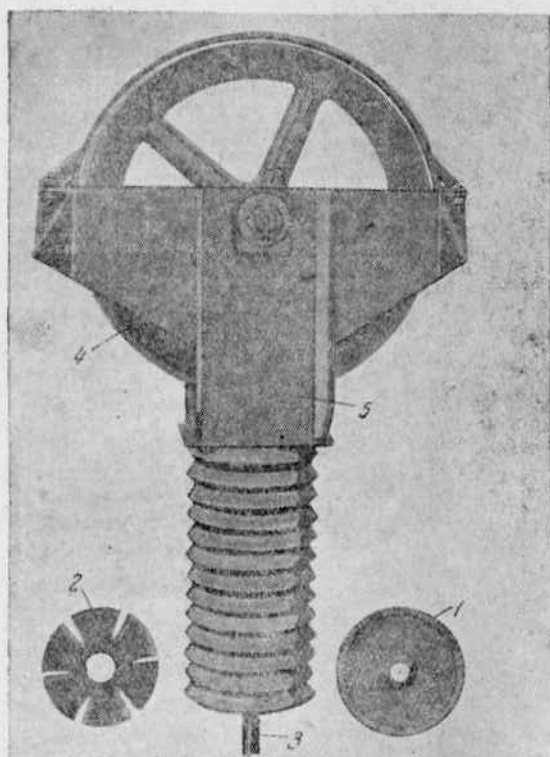


Фиг. 48. Общий вид станка 29-Т с поднятой мачтой;

Устройство амортизатора показано на фиг. 49. Он представляет собою колонку, состоящую из чередующихся дисков, метал-

лических 1 и резиновых 2, через центральное отверстие которых проходит направляющий стержень 3 головного блока. Для большей эластичности резиновые диски имеют радиальные вырезы. Обойма 5 вместе с подшипниками и осью, несущими на себе головной блок, опирается на эту колонку.

Установка головного блока с амортизатором на вершине мачты показана отдельно на фиг. 50. Колонка амортизатора опирается на полку 1, приваренную к поперечным соединительным план-

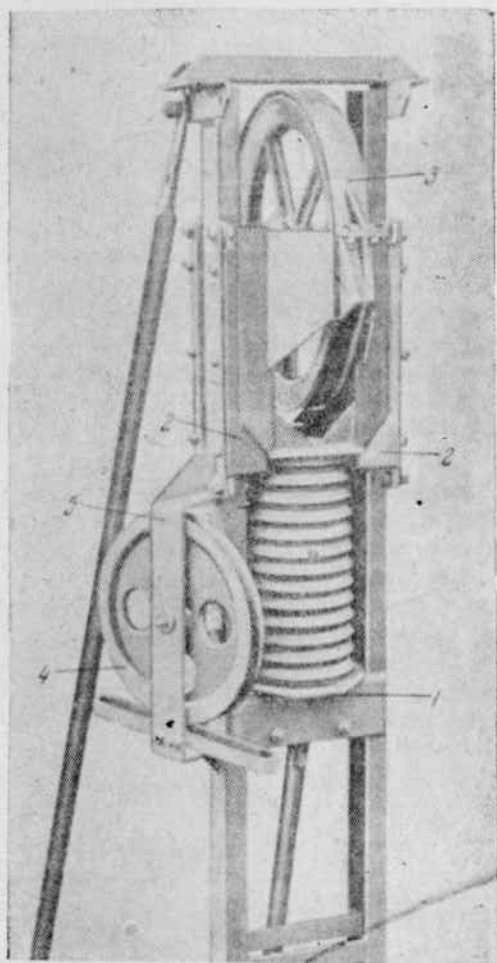


Фиг. 49. Амортизатор и головной блок:
1 — диски металлические, 2 — резиновые диски,
3 — стержень, 4 — головной блок, 5 — обойма.

кам стоек мачты. К стойкам укреплены болтами направляющие пластинки 2, которые позволяют обойме блока скользить вниз и вверх, когда колонка сжимается и растягивается. Сверху обод головного блока закрыт предохранительной скобой 3, предотвращающей выпадание каната из ручья блока.

Во время бурения, когда происходит подъем бурового снаряда над забоем скважины, резиновые диски сплющиваются, а когда долото ударяется о забой скважины и груз с головного блока как бы на одно мгновение сбрасывается, резиновые диски начинают разжиматься и плавно отрывают буровой снаряд от забоя сква-

жины. Иными словами, амортизатор выполняет работу, какую в станках старых конструкций выполнял эластичный манильский или пеньковый канат. Кроме того, амортизатор смягчает удары и толчки, передающиеся через мачту станины и механизму станка.



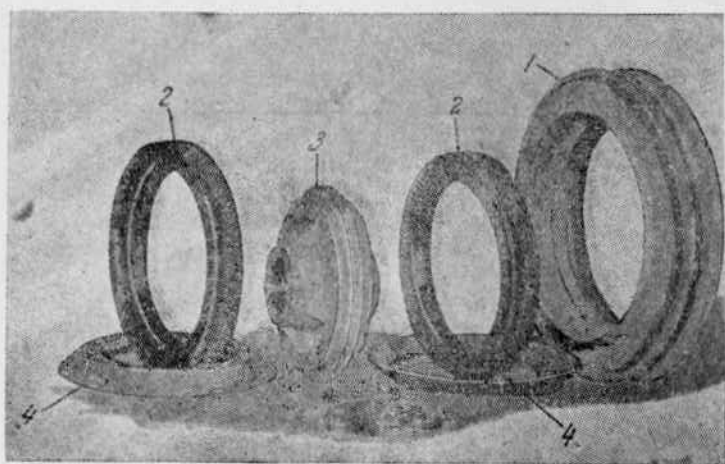
Фиг. 50. Крепление головного блока с амортизатором на мачте:

1 — полка, 2 — пластинка, 3 — скоба, 4 — блок,
5 — обойма.

Блок 4 для желончатого каната помещается в обойме 5, укрепленной к левой стойке мачты болтами.

Оттяжной и хвостовой блоки балансира в большинстве случаев имеют простую конструкцию, однако на станках «Бьюсайрус» они также усовершенствованы. В разобранном виде такой блок показан на фиг. 51. Он состоит из обода 1, двух резиновых колец 2—2, ступицы 3 и двух соединительных металлических дисков 4—4.

На ступицу надеваются сначала резиновые кольца, а затем обод, и после этого с обеих сторон блока накладываются соединительные диски и стягиваются болтами, сжимая между собой резиновые кольца. При такой конструкции оттяжного и хвостового блоков балансира станина и механизм станка лучше предохраняются от



Фиг. 51. Устройство оттяжного и хвостового блока станков «Бьюсайрус»:

1 — обод, 2 — резиновые кольца, 3 — ступица, 4 — соединительные металлические диски.

разрушительных ударов, толчков и сотрясений, так как эластичные прокладки в значительной степени смягчают их.

§ 5. Силовое оборудование станков

В качестве привода на ударно-канатных станках металлической конструкции карьерного типа в большинстве случаев пользуются: 1) асинхронными электродвигателями трехфазного переменного тока и 2) двигателями внутреннего сгорания (бензиновыми, керосиновыми, газолиновыми и дизельными). Паросиловые установки, которыми снабжались ранее ударно-канатные станки, строившиеся для разведочных целей, на станках карьерного типа не применяются.

Оба типа двигателей по своей механической характеристике, т. е. зависимости между величиной крутящего момента и числом оборотов $M = f(n)$, вполне соответствуют условиям работы ударно-канатных станков, так как они работают при всяких нагрузках практически с постоянным числом оборотов, что и необходимо для нормальной работы станков.

Необходимое изменение числа оборотов, а следовательно, и числа ударов бурового снаряда, надобность в котором возникает хотя

и не слишком часто, достигается в обоих типах двигателей сравнительно легко — путем изменения подачи топлива или соответственно включением реостата в цепь ротора асинхронного двигателя.

Станки с приводом от двигателей внутреннего сгорания имеют сравнительно небольшое распространение на открытых горных работах и применяются только в тех исключительных случаях, когда на месте работ отсутствует электрическая энергия, например в начальный период развития подготовительных горных работ на новых месторождениях, а также при малых масштабах работ, где электросилового хозяйства не имеется.

Асинхронные электродвигатели трехфазного переменного тока применяются двух типов: 1) с короткозамкнутым ротором и 2) с контактными кольцами. Применение первых ограничивается станками небольшой мощности, не превышающей 10—15 л. с., так как эти двигатели большей мощности строятся довольно редко. Кроме того они совершенно исключают возможность регулирования числа оборотов.

Двигатели с контактными кольцами наиболее пригодны для работы на ударно-канатных станках, а поэтому они в большинстве случаев и применяются.

Так, например, для станков «Металлист» был принят двигатель марки Т-1000/14,5 открытого типа с контактными кольцами и с постоянно налегающими щетками для регулирования числа оборотов в пределах до 75%. Мощность двигателя 14,5 квт, число оборотов в минуту 950, напряжение 380/220 в. Вместо этого двигателя можно пользоваться мотором марки МКА-14,5 той же мощности. Схема управления этими двигателями, разработанная Электропромом специально применительно к станкам «Металлист», приведена на фиг. 52.

Ток из сети через трехполюсный рубильник и плавкие предохранители с помощью гибкого кабеля подводится к магнитному пускателю. В данном случае из-за отсутствия реверсивных пускателей предусмотрено два нереверсивных — типа ПМ-I, посредством которых производится пуск в ход двигателя и реверсирование его.

Включение магнитных пускателей осуществляется посредством кнопки управления типа КУ-230, подключенной в цепь катушек магнитных пускателей.

Для изменения числа оборотов двигателя имеется регулировочный реостат типа DS-IV - 75 и барабанный реверсивный контроллер типа DS-III-75.

Для того чтобы двигатель не мог быть включен без сопротивления, схема управления предусматривает так называемую нулевую блокировку. Сущность ее заключается в том, что если рукоятка контроллера не находится на первом положении, соответствующем максимальному включению реостата, контакты магнитного пускателя не включаются. Поэтому для включения двигателя необходимо рукоятку контроллера предварительно перевести в 1-е положение. При последующих положениях рукоятки питание

соответствующей катушки пускателя происходит через блок-контакты.

На станках других типов принципиальная схема управления остается той же, что и описанная выше, и вся разница заключается лишь в устройстве пусковой и регулировочной аппаратуры.

Мощность двигателя при ориентировочных расчетах может быть определена с достаточной для практических целей точностью следующим образом:

Обозначим через Q — вес бурового снаряда в кг; h — величину хода (подъема) бурового снаряда в м; t — время одного подъема бурового снаряда в сек.

Теоретическая мощность, выраженная в л. с.,

$$N = \frac{Qh}{t \cdot 75} \quad (1)$$

При числе ударов бурового снаряда в минуту равном n , время на один полный ход его (падение и подъем), выраженное в секундах, будет равно $\frac{60}{n}$. Если принять, что время падения и время подъема приблизительно одинаковы, то при каждом ударе время одного только подъема будет в 2 раза меньше; т. е.

$$t = \frac{60}{2n}.$$

Подставляя значение t в выражение (1), получим:

$$N = \frac{Qh2n}{60 \cdot 75}, \text{ или } N = \frac{Qhn}{30 \cdot 75}.$$

Полагая, что коэффициент полезного действия трансмиссии равен η , эффективная мощность двигателя должна быть равна:

$$N_s = \frac{Qhn}{30 \cdot 75 \cdot \eta} \text{ л. с.}, \quad (2)$$

или

$$N_s = \frac{Qhn}{30 \cdot 102 \cdot \eta} \text{ кат.} \quad (3)$$

Так как на станках при описанной выше конструкции балансира время подъема при каждом ударе всегда бывает несколько больше, чем время падения, то в мощности двигателя, вычисленной по формулам (2) и (3) будет иметься небольшой запас.

§ 6. Эксплуатационно-технические характеристики станков

Под эксплуатационно-техническими характеристиками ударно-канатных станков подразумеваются данные о главных размерах, весе и мощности механизмов, на основании которых можно

судить об условиях их применения. Для станков, применяющихся на наших рудниках, эти данные приведены в табл. 8.

Наиболее мощными и наиболее совершенными в конструктивном отношении из указанных в табл. 8 являются станки «Бьюсайрус» 29-Т. Они пригодны для применения в породах любой крепости.

Таблица 8

Эксплуатационно-технические характеристики ударно-канатных станков металлической конструкции, применяемых на рудниках СССР

Наименование данных	Типы станков					
	«Метал- лист»	«Бьюсай- рус» 29-Т	«Бьюсай- рус» 26	«Армст- ронг» № 29	«Мар- шалл» 300 СА	«Робей»
Габаритная длина по станции, мм	4980	5064	3658	4940	5624	5024
Габаритная ширина по станции, мм	2480	2520	1397	2715	2840	2340
Высота с опущенной матой, мм	2825	3252	—	—	—	2870
База гусеничной те- лежки, мм	2830	3538	3124	—	—	2768
Ширина колеи, мм . . .	2700	2740	—	—	—	2463
Ширина гусеничной ленты, мм	375	330	—	330	320	325
Высота маты от зем- ли до центра голов- ного блока, м	10,1	11,52	9,75	9,60	9,25	9,80
Радиус кривошипа:						
максимальный, мм . . .	350	560	292	350	350	350
1-й промежуточный . . .	310	483	215	310	310	310
2-й промежуточный . . .	240	408	—	299	290	290
Минимальный	250	230	140	250	250	250
Мощность двигателя, л.с.	20	40	15	15	17,5	17,5
Вес станка, кг	12000	9950	5440	8300	7500	7500
Вес бурового снаря- да, кг.	900—1000	1360	725	1200	530—650	530—650

Второе место по мощности после них занимают станки «Металлист» и «Армстронг» № 29, которые также применяются при породах всех категорий крепости. Практически они работают с буровым снарядом почти одинакового веса (около 1000 кг), а поэтому и нормы для них устанавливают одинаковые. Диаметр скважин 200—300 мм.

Станки «Бьюсайрус» модели 26, а также «Маршалл» 300-СА и «Робей» пригодны для бурения в породах средней крепости, так как по своей мощности и конструкции они рассчитаны для работы с буровым снарядом весом 500—750 кг. Диаметр скважин 100—150 мм и реже 200 мм.

Нужно отметить, что для работы на наших рудниках необходимы также и станки большой мощности с буровым снарядом весом

до 3000 кг, например, по типу станков «Бысайрус» модели 42-Т. Достоинство их в более высокой производительности при большом диаметре скважины (250—300 мм). При работе в крепких породах это имеет особенно важное значение, так как в скважинах большого диаметра помещаются заряды большего веса без предварительного камуфлетирования их, что, в свою очередь, позволяет увеличить расстояние между скважинами и сократить расходы на бурение.

Таблица 9

Сравнительная эффективность работы легких, средних и мощных станков

Станки	Диаметр скважины, см	Площадь забоя скважины, см ²	Число ударов в минуту	Макс. высота подъема бурового снаряда, м	Вес бурового снаряда, кг	Работа, передаваемая на забой скважины в минуту, ккал	Работа на 1 см ² забоя в минуту, ккал	Объем 1 поз. м скважины, см ³	Возможный вес заряда (аммонита) на 1 поз. м скважины, кг
Легкие	45	176,7	54	0,70	600	22700	128,5	17670	16,9—2,0
Средние	20	314,2	54	1,12	1300	78600	250,0	31420	28,0—36,0
	25	490,9	54	1,30	2720	191000	390,0	49090	44,0—56,0
Мощные	30	706,9	54	1,30	2720	191000	270,0	70690	63,0—81,0

Сравнительная эффективность работы легких, средних и мощных станков, при среднем числе ударов в минуту равном 54, приведена в табл. 9, из которой видно, что станки тяжелого типа производят приблизительно в два-три раза большую работу разрушения породы на каждый квадратный сантиметр площади забоя при соответствующем увеличении диаметра скважины по сравнению с легкими станками.

§ 7. Буровые инструменты

Буровым снарядом называется набор инструментов, при помощи которых производится разрушение породы в забое скважины и углубка ее. Этот набор (фиг. 53) состоит из следующих инструментов, считая по порядку набора снизу вверх: долота *а*, ударной штанги *б*, ножицы, или яс, *в* и канатного замка или ропсокета *г*, при помощи которого буровой снаряд соединяется с канатом. Эти инструменты соединяются друг с другом посредством конических резьбовых замков, обеспечивающих быстроту и прочность соединения. Чтобы винтовая нарезка не загрязнялась и не сбивалась во время переноски и заправки инструментов, она закрывается предохранительными колпачками *д* и *е*, из которых первый служит для внешней нарезки, а второй — для внутренней.

1. Долоты

На открытых горных работах употребляются долоты двух типов: простые, или зубильные, и крестовые.

Зубильное долото (фиг. 53, а) состоит из желобчатого тела, в верхней части переходящего в цилиндрическую шейку, на конце которой нарезана коническая резьба для соединения его с ударной штангой. В нижней части шейки имеются выемки для захвата его инструментальными ключами.

Нижняя часть долота подсажена в ширину и заделана прямым тупоугольным лезвием.

Стандартный угол приострения лезвия при изготовлении долотьев принимается в 100° ; он изменяется на месте работ в зависимости от крепости пород. Для мягких пород он берется в пределах $70-80^\circ$; для пород средней крепости $90-105^\circ$; для крепких пород $110-120^\circ$ и иногда 140° .

Для исправления искривленной скважины пользуются плоскими долотьями, у которых нижний конец не имеет лезвия, а срезан под прямым углом к продольной оси долота.

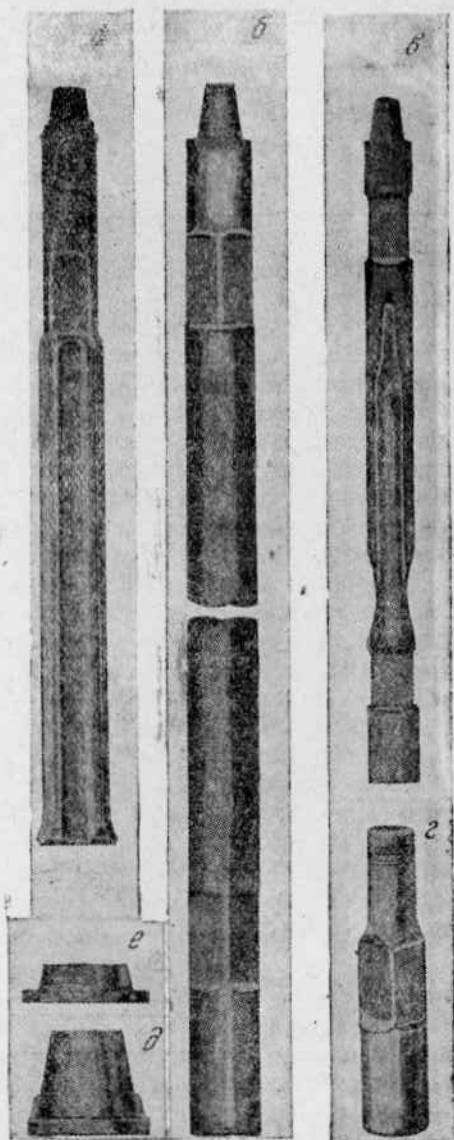
Длина зубильных долотьев изменяется в пределах от 600 до 1500 мм, а вес от 50 до 360 кг.

При бурении в трещиноватых, слоистых и неоднородных породах пользуются крестовыми долотьями.

Крестовое долото по внешней форме представляет собой два плоских зубильных долота, перекрещивающихся под прямым углом. Нижние концы лопастей заделаны простыми зубильными лезвиями.

Верхний конец крестового долота почти ничем не отличается от зубильного долота. Угол приострения его обычно 100° .

Для изготовления долотьев наиболее приемлемыми являются следующие сорта стали (см. табл. 10).



Фиг. 53. Буровой инструмент:

а — долото, б — ударная штанга, в — ясы, г — ванатный замок (ропсонет).

Сталь для изготовления долотьев

Сорт или марка стали	Химический состав, %				
	C	Mn	Si	S	P
Углеродистая	0,65—0,70	0,65—0,75	0,25—0,35	0,025	0,035
Тигальная или электро- сталь	0,55—0,75	0,30—0,60	0,15—0,25	0,010	0,040
Сталь марки У7	0,60—0,74	0,26—0,35	0,30	0,020	0,030

2. Ударные штанги

Ударная штанга (фиг. 53,б) служит для увеличения веса бурового снаряда.

Она представляет собой длинный круглый или квадратный стержень, концы которого утолщены и снабжены конической резьбой. Нижний конец штанги имеет внутреннюю коническую резьбу и предназначается для соединения с долотом, а верхний конец — наружную, для соединения с ясами, или, если бурение производится без них, — непосредственно с канатным замком. Выше резьбы нижнего конца и ниже резьбы верхнего конца штанги делаются выемки (квадраты) для захвата ее инструментальными ключами при свинчивании и развинчивании бурового снаряда.

Наиболее изнашивающимися частями ударных штанг являются резьбовые концы. Они обычно возобновляются путем замены их новыми, причем старые отрубаются, а новые привариваются. Поэтому материал для изготовления штанг должен обладать хорошими сварочными свойствами.

Диаметр штанг принимается в пределах от 0,5 до 0,87 диаметра скважины; длина штанг 3,0—4,0 м.

При большом весе бурового снаряда штанги делаются составными, двухкусовыми, и длина их в таких случаях достигает 7,5—9,0 м. Кроме того, для подбора соответствующего веса бурового снаряда пользуются иногда короткими штангами длиной 2,0—2,5 м, называемыми полустангами, которые навинчиваются дополнительно к основной штанге.

3. Буровые позинцы (ясы)

Нормальная работа долота достигается тогда, когда длина рабочего каната отрегулирована так, что внедрение долота в породу осуществляется за счет сжатия амортизатора, а инерция покоя бурового снаряда перед началом движения его вверх преодолевается за счет его растяжения. Однако долото после удара о забой как бы «выплетает» в породу, а иногда еще заклинивается обломками разрушающихся стенок скважины; в этом случае растяжение колонны амортизатора не в состоянии преодолеть инерцию покоя бурового снаряда, а при сильном прихватывании канат может даже оборваться. Для предотвращения этого применяется так называемое «выколачивание», которое осуществляется с помощью ножниц, или яс. Таким образом, ясы, употребляемые в сочетании с

ударной штангой, служат для обратного отбоя инструмента после удара его о забой.

Ясы (фиг. 53, а) представляют собой два раздвижных звена, соединенных между собой подобно удлинненным звеньям цепи. Каждое из звеньев заканчивается массивной головкой, снабженной плоскостями для захвата его ключами и коническими соединительными резьбами, причем, у нижнего звена резьба внутренняя, служащая для навинчивания на ударную штангу, а у верхнего — наружная — для ввинчивания в канатный замок.

По величине «хода», или «разбега», одного звена относительно другого различают два вида буровых ножиц: 1) рабочие, употребляемые при бурении, с величиной разбега 150—200 мм, и 2) извлекаемые, употребляемые при ловильных работах, с величиной разбега около 450—500 мм, а иногда и более. При небольших глубинах скважин и при нормальном «прихватывании» применение яс не рационально и поэтому при бурении взрывных скважин они обычно не применяются, а включаются в буровой снаряд только в тех случаях, когда обрушающимися обломками стенок скважины долото начинает заклиниваться.

4. Канатные замки (ропсокеты)

Канатные замки или ропсокеты (rope - socket) служат для соединения бурового снаряда с канатом.

Для станков, работающих на стальном канате, имеется два типа канатных замков: 1) нормальные, или простые, и 2) самовращающиеся.

Общий вид нормального канатного замка представлен на фиг. 53, а, а разрез — на фиг. 54. Он представляет собой втулку, которая в нижней части снабжена внутренней конической нарезкой для соединения с ударной штангой. Сквозь втулку проходит осевой канал, расширяющийся между точками *a* и *b* на конус.

При заделке каната в замок он пропускается сверху, через осевой канал, и конец его расплетается; пеньковая сердцевина вырезается, а проволоки заггибаются в обратную сторону. Утолщенный таким способом конец каната втягивается в расширенную часть канала и заливается баббитом.

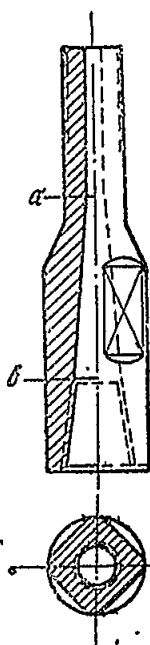
Для удобства захватывания ловильными инструментами при авариях — наружный верхний конец ропсокета снабжается кольцевыми канавками.

При нормальных канатных замках поворот бурового снаряда на угол в 20—30° после каждого удара осуществляется вручную путем скручивания и раскручивания бурового каната. Эта операция однообразна и довольно утомительна. Все попытки сконструировать специальный аппарат на мачте станка для автоматического поворота бурового снаряда успехом не увенчались.

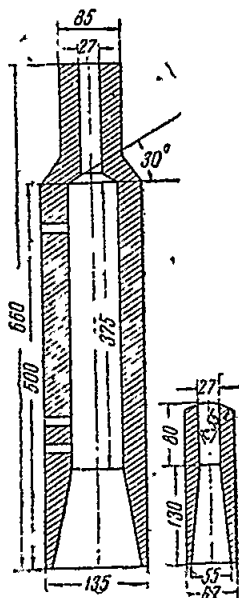
Для разрешения этой задачи фирма Бьюсайрус несколько лет тому назад предложила самовращающийся канатный замок, продольный разрез которого показан на фиг. 55. По внешнему виду он напоминает канатный замок нормального типа для стального каната и отличается от него лишь тем, что несколько увеличен в

длину и на боковой поверхности имеет три или иногда четыре отверстия. Внутри замка имеется расширенный цилиндрический канал, начинающийся от заплетика и доходящий до внутренней конической нарезки замка. В этом канале помещается стальная втулка, показанная на фиг. 55 рядом с канатным замком. Внутри втулки имеется канал с коническим расширением внизу, в котором заделывается конец бурового каната.

Принцип действия самовращающегося замка основан на способности каната раскручиваться под действием нагрузки и скру-



Фиг. 54. Простой или нормальный канатный замок.



Фиг. 55. Продольный разрез самовращающегося канатного замка Бьюсайрус.

чиваться вновь как только нагрузка перестает действовать. При ослаблении и натяжении каната втулка может перемещаться внутри цилиндрического канала замка вверх и вниз подобно поршню внутри цилиндра. Для того чтобы сжимаемый при этом воздух не препятствовал свободному движению втулки, в теле канатного замка высверливается три или четыре отверстия, как показано на фиг. 55. В моменты движения втулки вверх и вниз она кроме того поворачивается вокруг своей оси под действием скручивающей силы каната.

Так, в момент удара долота о забой скважины, канат на одно мгновение ослабевает, втулка немного опускается вниз, и следовательно связь каната с буровым снарядом в это мгновение нару-

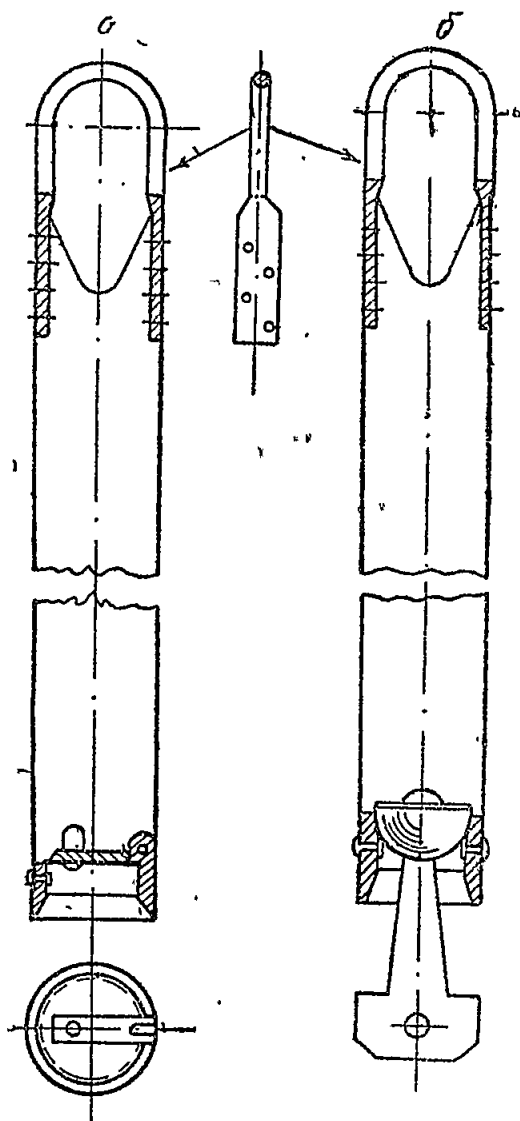
пается. Канат, утратив нагрузку, начинает скручиваться, чему втулка не препятствует. При подъеме бурового снаряда вверх канат вновь подвергается действию нагрузки и начинает раскручиваться, вследствие чего буровой снаряд поворачивается вместе с канатом и втулкой, с помощью которой он подвешен к канату.

Опыт Высокогорского рудника показал, что это чрезвычайно простое устройство для автоматического поворота бурового снаряда значительно облегчает работу на станке и способствует повышению производительности труда. В связи с этим нормальные канатные замки на станках других типов, работающих на этом руднике, решено заменить самовращающимися замками «Бьюсайрус», тем более, что изготовление их не представляет особых затруднений.

5. Желонки

Желонки служат для периодической чистки скважины от бурового шлама, образующегося при бурении в результате разрушения породы на забое скважины. Существует три типа желонки, применяемых в практике ударно-канатного бурения, а именно: 1) простые желонки с плоским клапаном, 2) желонки с полусферическим клапаном и 3) поршневые желонки.

На открытых горных работах при бурении сравнительно неглубоких скважин пользуются главным образом желонками первых двух типов.



Фиг. 56. Желонки:
а — простая, с плоским клапаном, б — с полусферическим клапаном.

Простая желонка с плоским клапаном (фиг. 56, а) состоит из трех частей: трубы, вилки и башмака с клапаном. Средняя часть желонки представляет собой полый цилиндр, и на рудниках изготавливается обычно из газовых труб диаметром 125—150 мм. Снизу к этой трубе приклепывается башмак, представляющий собой кольцо с режущим краем. Плоский клапан, укрепленный на шарнире к башмаку, обеспечивает большее открытие отверстия и поэтому дает возможность забирать с забоя скважины более или менее крупные осколки породы. Опораживание желонки производится либо через нижний клапан, путем надевания желонки после извлечения ее на поверхность на особый стержень, либо через верхнее отверстие желонки, опрокидыванием ее вверх клапаном.

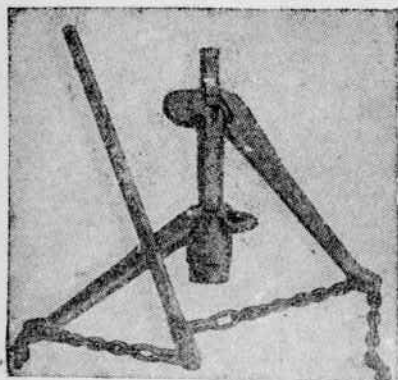
К верхней части трубы приклепывается вилка, к которой укрепляется желоночный канат.

Желонка с полусферическим клапаном и копьем (фиг. 56, б) отличается от предыдущей лишь устройством башмака и клапана.

По достижении забоя скважины полусферический клапан приподнимается при помощи копья и шлам входит внутрь желонки через кольцевой зазор между клапаном и башмаком. Опораживание желонки производится также с помощью копья, которое, будучи установлено на дно лотка или на доску, приподнимает клапан, и содержимое желонки вытекает. Во избежание проскакивания клапана внутрь желонки нижний конец копья уширен.

6. Инструментальные ключи

Свинчивание бурового снаряда и развинчивание его осуществляется при помощи инструментальных ключей (фиг. 57), размеры зева которых несколько больше размеров квадратов бурового инструмента.



Фиг. 57. Инструментальные ключи и цепной рычаг для сборки и разборки бурового снаряда.

Концы ручек ключей снабжаются вилками, в которые закладываются звенья цепей рычага при свертывании снаряда. Рычаг снабжается двумя отрезками цепи, закрепляемыми одними концами в отверстиях на рычаге, а другими в вилках ключей. При вращении верхнего конца рычага в плоскости натяжения цепей, ручки ключей сближаются, благодаря чему и происходит свинчивание или развинчивание конических резьбовых замков.

Перед свинчиванием резьба бурового инструмента должна быть промыта теплой водой или керосином, чтобы удалить случайно попавшие капли смазки, ко-

торые, уменьшая трение, могут привести к тому, что разворачивание резьбы произойдет в скважине.

Более совершенное приспособление для свинчивания бурового снаряда, смонтированное непосредственно на рабочей площадке станка, описано выше, на стр. 63—65.

Таблица 11

Комплекты буровых инструментов к станкам «Бюсайрус» 29-Г для бурения скважин диаметром от 150 до 305 мм

Наименование инструментов	Кол-во	Диаметр скважины, мм					
		150	165	178	203	228	305
Общий вес бурового снаряда, кг.	1	820	920	980	1150	1213	1440
Самовращающийся ронсокет.	1	Станд.	Станд.	Станд.	Станд.	Станд.	Станд.
Ударные { диаметр, мм.	1	120	127	127	140	152	152
штанги { длина, мм.	2	3353	3353	3353	3353	3048	3048
До- { диаметр, мм.	2	150	165	178	203	228	305
лотья { вес каждого, кг.	2	113	113	139	181	227	363
Шаблон для проверки диаметра долотьев размером, мм.	1	150	165	178	203	228	305
Инструментальные ключи { размер вена, мм	2	89	102	102	114	127	140
	2	68	113	113	113	113	204
Желонка с полусферич. клапаном { диаметр, мм	1	120	120	150	150	178	228
	1	3048	3658	3048	3048	3048	3658

В качестве примера, в табл. 11 приведены комплекты буровых инструментов к станкам «Бюсайрус» 29-Г для бурения скважин диаметром от 150 до 305 мм с указанием их основных размеров и веса.

§ 8. Ловильные инструменты

Основными причинами аварий и неполадок при станковом бурении скважин являются:

1) небрежное отношение к сборке бурового снаряда перед работой; невнимательный осмотр станка и инструментов. Недостаточный инструктаж в правильном ведении работ и недостаточная квалификация персонала, обслуживающего станок;

2) недоброкачественность материала, из которого изготовлен буровой инструмент, и недоброкачественное его изготовление — пережоги, перегревы при закалке, невыдержанность размеров, слабая резьба и т. д.;

3) возможные осложнения в самой скважине — захваты в трещинах, обвалы и т. д.

Ловильные работы даже при небольших сравнительно глубинах скважин сопряжены очень часто с большими потерями времени и

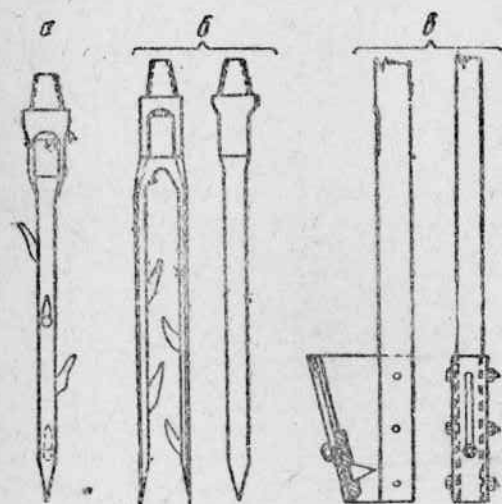
средств, поэтому необходимо обращать самое серьезное внимание на меры предупредительного характера.

Если все-же по той или иной причине авария произошла, и буровой снаряд или часть его осталась в скважине, то приступают к извлечению его с помощью ловильных инструментов, устройство, виды и назначение которых чрезвычайно разнообразны.

При бурении скважин для взрывных целей, когда глубина скважин редко превышает 25—30 м, пользуются сравнительно небольшим набором ловильных инструментов, к числу которых относятся: ловильные ерши и канаторезки, ловильный колокол, шлипе и вилка с защелкой.

1. Ловильные ерши и канаторезки

При обрыве каната извлечение его из скважины обычно осуществляется при помощи однорогого или двурогого ерша. Однорогий ерш



Фиг. 58. Ловильные инструменты:

а — ерш однорогий или дротик, б — ерш двурогий, е — канаторезка.

или дротик (фиг. 58, а) представляет собою прямой стержень, заостренный снизу, на котором по винтовой линии укреплены когти. Верхний конец дротика снабжен конической нарезкой — для соединения с ударной штангой, и квадратом — для инструментальных ключей. Дротик укрепляется к запасной ударной штанге или непосредственно к ропсокету и применяется в тех случаях, когда есть основания предполагать, что канат в скважине скручен плотным клубком.

Если же канат в скважине лежит свернувшись петлями, то извлечение его более надежно производится

при помощи двурогого ерша (фиг. 58, б), представляющего собой вилку, с внутренней стороны которой укреплены в шахматном порядке когти. Устройство верхнего конца как у дротика.

Если оставшегося после обрыва на станке каната недостаточно для производства ловильных работ, то он либо наращивается, либо заменяется новым, а затем уже к нему присоединяется запасный ропсокет, штанга и тот или иной ловильный инструмент.

В тех случаях, когда канат не оборван, а буровой снаряд сильно заклинен в скважине, например обвалившимися кусками породы, и есть опасения, что этот канат не выдержит, то его вырезают над ропсокетом при помощи канаторезки, и дальнейшие ловильные работы производятся на более прочном канате.

Канаторезка для стального каната (фиг. 58, *в*) состоит из стержня, имеющего сверху нарезку для соединения с ясами. В нижней части стержня укреплен обойма клинообразной формы, по внутренней наклонной поверхности которой скользит плашка с укрепленным в ней резак. Канаторезка спускается в скважину так, что канат проходит между стержнем и резак, причем плашка с резак скользит, не впиваясь в канат. При подъеме инструмента плашка скользит вниз, и резак впивается в канат; при ударах ножницами вверх резак все больше и больше впивается в канат и, наконец, перерезает его.

2. Ловильный колокол

Ловильный колокол (фиг. 59, *а*) представляет собой конусообразный патрон с внутренней конической нарезкой. Он опускается в скважину на штанге и закручиванием каната навинчивается на буровой инструмент. Иногда применяются колокола с гладкой внутренней поверхностью, и захват ловимого инструмента осуществляется наколачиванием колокола на головку бурового инструмента при помощи ловильных яс и ударной штанги; вылавливаемый предмет удерживается трением.

3. Шлипе

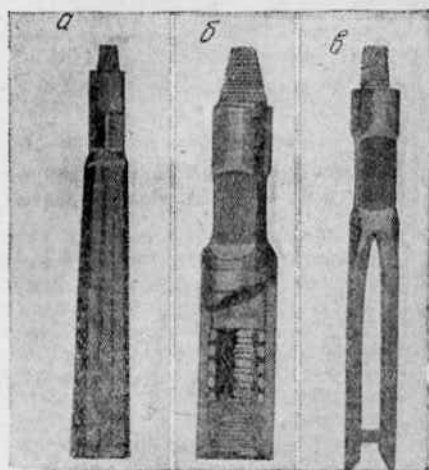
Шлипе (фиг. 59, *б*) представляет собой полый цилиндрический корпус, снабженный в верхней части шейкой с конической нарезкой для присоединения к ловильным ножницам.

Стенки нижнего конца корпуса утолщены и с внутренней стороны имеют конусную расточку. В этой расточке помещается разрезной конус, имеющий внутри нарезку, соответствующую нарезке бурового инструмента. Разрезной конус, нажимаемый сверху спиральной пружиной, при движении шлипса вниз раздвигается и пропускает конус ловимого бурового инструмента, а при движении его вверх разрезной конус под действием пружины скользит вниз и захватывает буровой инструмент.

4. Вилка с защелкой

Вилка с защелкой (фиг. 59, *в*) служит для извлечения желонки, оставшейся в скважине в результате обрыва желоночного каната в месте укрепления его с дужкой.

Защелка укрепляется к одной из ножек вилки шарнирно, а на другой имеется выступ с внутренней стороны, на который она опирается и удерживается с помощью пружины.



Фиг. 59. Ловильные инструменты:
а — ловильный колокол, б — шлипе,
в — вилка с защелкой.

Когда вилка опускается в скважину, то при встрече с дужкой желонки защелка приподнимается и, пропустив дужку внутрь вилки, снова опускается под действием пружины. Желонка оказывается таким образом зацепленной за дужку и привлекается на поверхность.

§ 9. Производительность и организация работ при ударно-канатном бурении

1. Производительность станков

Производительность ударно-канатных станков зависит от веса бурового снаряда, количества ударов в минуту, высоты подтема

Таблица 12

Производительность ударно-канатных станков типа Армстронг № 20, Металлист, Бьюсайрус 20-Т за 1 час общего времени бурения, включая установку и передвинку станка, чистку скважины и смену долот

Наименование пород		Производит. за 1 час общего времени бур ния, м
I. Магнетогореский рудник (станки «Металлист» и «Армстронг» № 20). Вес бурового снаряда 800—1000 кг		
Каолинизированные породы, глины с прослойками руды, пористые бурые железняки и сильно выветрелые сланцы		3,80
Охристые руды с примесью скариновых каолинизированных пород с участками мартита и магнетита, полуразрушенные охристые руды в глинах		1,76
Скариновые породы. Выветрелые и плотные включения охристых руд и каолинизированные породы		1,22
Валунчатые руды со средними и крупными валунами в красной, желтой и бурой глинах		0,90
Желтые гранаты, аллиты, охристый мартит и магнетит, порфиновый диорит		0,57
Кристаллические мартитовые руды, атакит, свежие скари		0,36
II. Высогогореский рудник (станки «Металлист» и «Бьюсайрус» 20-Т)		
Породы и руды (Категории пород по шкале единиц норм выра- ботки — см. приложение II)	VI категории	1,75
	VII	1,38
	IX	1,08
	X	0,81
	XI	0,60
	XII	0,48
	XIII	0,40
	XIV	0,30
III. Рудник Юнайтед Вордо (медные руды) США		
Кремнистые сульфиды		0,23
Массивные сульфиды		0,30
Твердые сульфиды		0,60
Мягкие сульфиды, мягкие порфиры, измененные диориты		0,90
Твердые порфиры, твердые диориты		0,45
К в а р ц		0,75
Окисленные руды		1,05
Осадочные подстилающие породы		1,20

бурового инструмента над забоем скважины и крепости буримых пород. Кроме того, она зависит также от формы головки долота, угла приотстрепления лезвия, чистоты забоя скважины и от других факторов.

Так как теоретически обоснованных способов правильного определения скорости бурения с учетом всех указанных выше факторов не существует, то производительность ударно-канатных станков определяется опытным путем или принимается по фактическим скоростям, достигаемым определенными типами станков в определенных породах.

Более точные нормы производительности могут быть установлены только путем хронометража. Однако, при выборе типа станка необходимо учитывать теоретически рассчитанную работу, которую он может передать на забой скважины (см. табл. 9).

Для общей ориентировки, в качестве примера, в табл. 12 приведены нормы производительности (1938—1942 гг.) для станков типа «Армстронг» № 29, «Металлист» и «Бьюсайрус» 29-Т по Магнитогорскому и Высокогорскому рудникам и по медному руднику Юнайтед-Верде (США).

Эти нормы предусматривают обслуживание каждого станка одним ключником и одним помощником ключника. При работе одного ключника одновременно на двух станках с двумя помощниками нормы выработки для звена в 3 человека, например на Высокогорском руднике, устанавливаются на 25% ниже суммы нормы двух станков; расценки на 1 пог. м остаются без изменения. При бурении в породах с сильной трещиноватостью нормы выработки уменьшаются на 17%, а расценки повышаются на 20%.

2. Определение необходимого количества станков

Главнейшими факторами, которые необходимо учитывать при определении необходимого количества станков, являются: 1) сменная производительность рудника по рудам и по пустым породам, требующим применения буроварывных работ, 2) крепость руд и пород, 3) возможная производительность станков в этих породах, 4) высота и угол откоса уступов, 5) способ расположения скважин и 6) диаметр скважин.

В общем виде необходимое количество станков, например при двухрядном расположении скважин (фиг. 60, а), может быть определено следующим образом.

Введем обозначения:

Q — сменная производительность рудника по добыче m^3 в челке;

h — высота уступов, м;

α — угол откоса уступов;

a — расстояние скважин первого ряда от кромки уступа, м;

b — расстояние между рядами скважин, м;

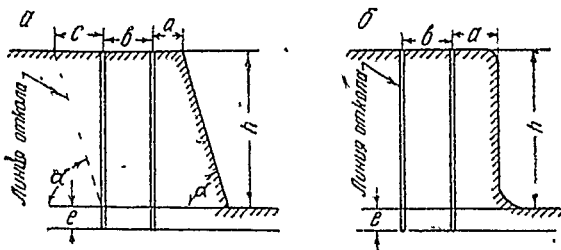
d — расстояние между скважинами в рядах, м;

c — ширина откола в глубину целика от заднего ряда скважин, m . Так как откос уступа обычно после взрыва имеет тот же угол, каким он был до взрыва, то $c = h \operatorname{ctg} \alpha$;

e — глубина перебура скважин ниже подошвы уступа, m .

Площадь забоя, обрушенная двумя рядами скважин, равна:

$$S = h(a + b + h \operatorname{ctg} \alpha).$$



Фиг. 60. Схема к определению объема взорванной породы.

Объем руды, обрушенной двумя скважинами (первого и второго ряда)

$$V = Sd = dh(a + b + h \operatorname{ctg} \alpha).$$

Общая глубина двух скважин первого и второго ряда (при одинаковой величине перебура) составит:

$$l = 2(h + e).$$

Производительность 1 пог. м скважин в m^3 целика будет:

$$q = \frac{V}{l} = \frac{dh(a + b + h \operatorname{ctg} \alpha)}{2(h + e)}.$$

Количество погонных метров скважин, которое должно быть пробурено за смену для обеспечения заданной производительности Q , будет равно:

$$L = \frac{Q}{q} = \frac{2Q(h + e)}{dh(a + b + h \operatorname{ctg} \alpha)}.$$

Если обозначить через l_0 среднюю сменную производительность станков в пог. м, потребное количество их будет:

$$n = \frac{L}{l_0} = \frac{2Q(h + e)}{dhl_0(a + b + h \operatorname{ctg} \alpha)}. \quad (1)$$

Это равенство относится к частному случаю двухрядного расположения скважин. Для любого количества рядов от 1 до m оно будет иметь вид:

$$n = \frac{mQ(h + e)}{dhl_0[a + (m - 1)b + h \operatorname{ctg} \alpha]}, \quad (2)$$

где m — количество рядов скважин.

В равенстве (2) глубина перебура e принята одинаковой во всех рядах скважин. Если же глубина перебура в рядах будет неодинаковой, например в первом ряду $e = 1$ м, во втором — $e = 0,9$ м и т. д., то равенство примет вид:

$$n = \frac{Q(mh + \sum e)}{dhl_0[a + (m-1)b + h \operatorname{ctg} \alpha]}, \quad (3)$$

где $\sum e$ — сумма перебуров скважин в первом, втором, m -ом рядах. Равенства (2) и (3) относятся к тем случаям, когда угол откоса уступа $\alpha < 90^\circ$. Однако, в некоторых случаях, особенно в породах с ясно выраженной горизонтальной слоистостью и сланцеватостью, а также в породах с резко выраженной столбчатой структурой, линия откола после взрыва проходит почти точно по заднему ряду скважин (фиг. 60, б) и откос уступа после каждого взрыва сохраняется почти вертикальным или очень близким к вертикальному. Так как в этих случаях $\alpha = 90^\circ$, а $\operatorname{ctg} 90^\circ = 0$, то выражения (2) и (3) соответственно будут иметь вид:

$$n = \frac{mQ(h+e)}{dhl_0[a + (m-1)b]} \quad (4)$$

и

$$n = \frac{Q(mh + \sum e)}{dhl_0[a + (m-1)b]}. \quad (5)$$

Приведенными выше расчетами определяется потребное количество рабочих станков, которое при малых масштабах работ (два-три станка на руднике) будет соответствовать инвентарному количеству. При средних и больших масштабах работ (свыше 10—15 станков) инвентарное количество станков следует принимать на 15—20% больше потребного рабочего количества с тем, чтобы иметь достаточный резерв оборудования на случай ремонтов, а также для того, чтобы всегда иметь достаточное опережение буровзрывных работ по отношению к погрузочным.

3. Расход энергии и материалов

Расход энергии на 1 пог. м скважины определяется равенством

$$p = K \frac{N}{H},$$

где p — расход энергии в $\text{квт} \cdot \text{ч}/\text{пог. м}$;

N — мощность на валу двигателя станка, квт ;

H — скорость бурения за час чистого времени бурения, м;

K — коэффициент, учитывающий расход энергии на чистку скважины и передвижку станка от скважины к скважине; практически $K = 1,05 \div 1,10$.

Расход воды зависит от характера пород и изменяется в пределах от 40 до 80 л на пог. метр скважины.

Стоимость смазочных и обтирочных материалов при ориентировочных технико-экономических расчетах принимается равной 5% от стоимости электроэнергии.

ГЛАВА III

СТАНКИ ДЛЯ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

§ I. Достоинства и недостатки вращательного бурения и условия его применения

Вращательное бурение скважин диаметром 75—200 мм для целей взрывных работ с помощью мощных газопиловых и электрических станков (сверл) стало применяться недавно и является одним из новейших достижений в технике горного дела.

Первые опыты применения мощных электросверл для бурения горизонтальных скважин в покрывающих породах проводилось в 1932—1933 гг. на угольных карьерах центральной Индианы (США), где вскрыша производилась экскаваторами с ковшами емкостью 7,5—15,0 м³ с непосредственной перевалкой пустой породы в выработанное пространство.

Электросверла для бурения скважин большого диаметра первоначально изготовлялись непосредственно на рудниках и были чрезвычайно примитивны по своей конструкции, тем не менее этот способ бурения нашел очень широкое распространение в угольной и в рудной промышленности США, а поэтому к выпуску более усовершенствованных станков приступили крупные американские заводы горного машиностроения Сулливан, Парманко и др.

Важнейшие достоинства вращательного бурения, послужившие причинами его широкого распространения в американской горной промышленности, заключаются в следующем:

- 1) Скорость бурения в породах небольшой крепости в несколько раз больше скорости бурения ударно-канатными станками.
- 2) Имеется возможность бурить скважины различных направлений: горизонтальные, восстающие, нисходящие.
- 3) Горизонтальные и наклонные скважины могут задаваться по более мягким породам или прослойкам пород, что значительно сокращает расход коронок для сверл на единицу длины скважины и увеличивает скорость бурения;
- 4) При горизонтальном или близком к горизонтальному расположении скважин взрывчатое вещество, имея форму «лежачего», а не «стоячего» заряда, распределяется более равномерно по площади, которая подвергается разрыванию, в результате чего достигается экономия взрывчатых веществ.

5) Горизонтальные и восстающие скважины, даже в водоносных породах, обычно достаточно сухи, что позволяет пользоваться наиболее дешевыми по сравнению с динамитом взрывчатыми веществами, например порохом, аммонитами и т. п. -

6) Уменьшение стоимости бурения и экономия на расходе и стоимости взрывчатых веществ при благоприятных условиях позволяют снизить приблизительно вдвое общую стоимость буровзрывных работ.

7) Перемешивание полезного ископаемого с пустой породой при взрывании горизонтальных и восстающих скважин значительно уменьшается, что в некоторых случаях приводит к сокращению отходов при обогащении, примерно на 10%.

8) При горизонтальных и наклонных скважинах после взрыва разброс или развал породы в сторону рабочей площадки незначителен, благодаря чему нормальная работа экскаваторов и транспорта не нарушается.

Наиболее серьезными недостатками вращательного бурения являются:

1. Ограниченность его применения. Применение мощных газовых и электрических сверл существующих типов пока ограничивается породами небольшой крепости, как, например, глинистые сланцы, мергели, ледниковые отложения, плотные глины, мерзлые грунты и им подобные.

2. Необходимость патронировать хотя бы в самую простую буровую оболочку порошкообразные взрывчатые вещества и забойку при зарядании последних горизонтальных и восстающих скважин.

Дальнейшие опытно-исследовательские и экспериментальные работы несомненно могут значительно расширить комплекс пород, в которых будет успешно применяться вращательное бурение.

Однако и при существующих типах станков вращательное бурение должно найти применение на многих рудниках Союза и, в первую очередь, в угольной промышленности.

§ 2. Основные понятия о конструкции станков для бурения горизонтальных и наклонных скважин

В станках, применяемых на открытых разработках при бурении горизонтальных и наклонных скважин, основным инструментом является спиральное сверло шнекового типа. Один конец его снабжается режущим когтевидным наконечником, известным под названием головки Молефута, а другой вставляется в патрон приводного механизма, от которого сверло приводится во вращение вокруг своей осп.

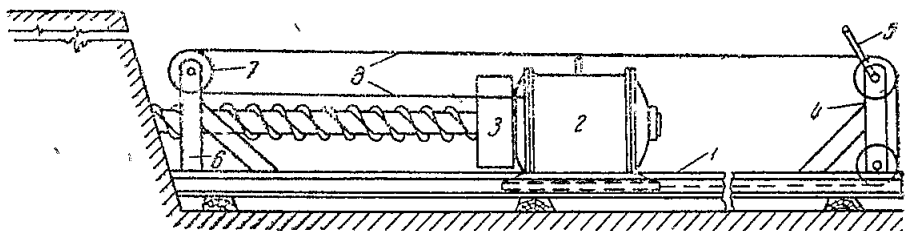
Во время работы буровая мелочь, получающаяся в результате продвижения забоя скважины вперед, выталкивается на поверхность спиральными витками сверла, действующими в данном случае подобно шнеку, а поэтому специальных устройств на станке для чистки скважины не требуется.

Первый станок для бурения горизонтальных скважин, схема устройства которого приведена на фиг. 61, был весьма прост по

конструкции, но вместе с тем и чрезвычайно примитивен, так как он был изготовлен непосредственно на руднике. Он состоял из направляющей рамы 1, длиной около 5,0 м, сделанной из двух железнодорожных рельсов, соединенных между собой параллельно посредством поперечин из полосового железа. Эта рама устанавливалась в забое на деревянных шпалах и с помощью клиньев ей придавалось устойчивое положение.

На раме устанавливался электродвигатель 2 с редуктором и патроном для сверла 3. На заднем конце рамы укреплены две стойки 4 для ручной лебедки 5, а на переднем — две стойки 6 — для направляющих блоков 7.

Подача сверла вместе с электродвигателем вперед и назад осуществлялась ручной лебедкой с помощью двух параллельных канатов 8. Спереди концы этих канатов укреплялись к корпусу двигателя, а затем, обогнув блоки 7, проходили на две бобинки ручной лебедки 5 и, образовав на ней 3—4 фрикционных витка, через нижние блоки подводились сзади к опорной скользящей плите электродвигателя.



Фиг. 61. Схема устройства простейшего станка для вращательного бурения горизонтальных скважин:

1 — направляющая рама, 2 — электродвигатель, 3 — редуктор с патроном, 4 и 6 — стойки, 5 — ручная лебедка, 7 — направляющие блоки, 8 — параллельные канаты.

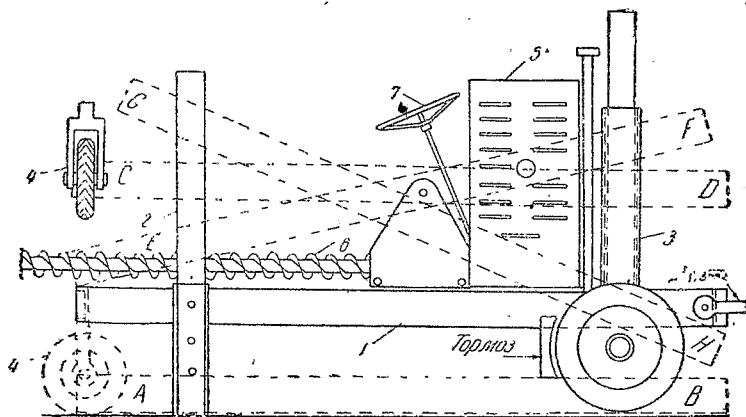
Станки заводского изготовления более совершенны по конструкции, однако, прототипом для них служил станок описанного устройства. Следует также отметить, что эти станки находятся еще в стадии дальнейшего конструктивного усовершенствования.

Станки, выпускаемые заводами Сулливан, Аллендейль и другими, по своему устройству очень близки друг к другу и строятся в большинстве случаев на колесном ходу с пневматическими шинами. Схема такого станка с приводом от двигателя внутреннего сгорания показана на фиг. 62. Он состоит из станины 1, сделанной из швеллерного железа и укрепленной на двух П-образных рамах 2 и 3. Задняя рама 3 опирается на два пневматических колеса, а передняя 2 — непосредственно на рабочую площадку уступа. При передвижках станка под передний конец станины подводится съемное пневматическое колесо 4, а рама 2 приподнимается вверх.

Станина 1 укреплена внутри П-образных рам 2 и 3 так, что она может перемещаться по ним вверх и вниз и закрепляться в любом из указанных пунктиром положений, т. е. она может быть опущена в положение АВ, поднята в положение СД, или же один конец рамы

может быть опущен, а другой поднят — положения *EF* и *GH*. Это дает возможность бурить горизонтальные скважины, расположенные на той, или иной высоте от площадки уступа, а также наклонные восстающие и нисходящие скважины.

На станине устанавливается газолиновый (или электрический) двигатель 5 с редуктором, который приводит во вращение спиральное сверло 6. По мере углубки скважины подача сверла вместе с двигателем производится посредством штурвала 7. На нижнем конце штурвала имеется червяк, сцепляющийся с шестерней подающего вала, на котором насажены ведущие звездочки для цепей Галля.



Фиг. 62. Схема устройства усовершенствованного станка для бурения горизонтальных и наклонных скважин:
1 — станина, 2 и 3 — П-образные рамы, 4 — съемное пневматическое колесо, 5 — двигатель, 6 — спиральное сверло, 7 — штурвал.

Возможная длина перемещения двигателя вдоль по станине бывает от 2,0 до 3,0 м, поэтому наращивание сверла по мере углубки скважин производится отдельными штангами длиной от 1,0 до 2,7 м. Американские заводы, изготавливающие станки для горизонтального бурения, обычно выпускают по 2—3 модели таких станков, отличающихся друг от друга размерами и весом. В качестве примера в табл. 13 приведены краткие эксплуатационно-технические характеристики станков фирмы Paris Mfg Co (Штат Иллинойс, США). Такие же станки под названием «Stripborer» выпускаются американской фирмой Сулливан.

Ввиду того, что вес станков сравнительно невелик, передвижка их от скважины к скважине производится вручную, для чего в задней части станины имеется дышло. По окончании бурения скважины станок подобно артиллерийскому орудью разворачивается на месте под прямым углом, затем передвигается вдоль уступа к месту новой скважины и, развернувшись здесь, также под прямым углом, устанавливается для бурения скважины нужного направления, т. е. горизонтальной, нисходящей или восстающей.

Краткая эксплуатационно-техническая характеристика станков типа «Парманко-Сенниор» для вращательного бурения горизонтальных скважин

Наименование данных	Модели станков		
	Парманко-Сенниор	Супер-Сенниор	Супер-Сенниор
Тип двигателя	Газолин.	Газолин.	Электрич.
Мощность двигателя, л. с.	16	16	16
Число оборотов сверла, мин.	165	80—165	80—165
Вес станка, кг.	540	775	907
Длина отдельных штанг сверла, м.	1,0—1,8	2,7	2,7
Диаметр скважин, мм.	400—160	до 350	до 350
Глубина бурения, м.	15	15—18	15—18

Для обслуживания и передвижки станка требуется 2 человека. Нужно отметить, что на некоторых американских рудниках применяются подобные станки, смонтированные на гусеничном ходу. Они передвигаются параллельно откосу уступа, а поэтому при передвижках от скважины к скважине их не нужно поворачивать; они значительно сложнее по конструкции, тяжелее по весу, менее удобны в эксплуатации и широкого распространения не получили.

§ 3. Понятие о станках для вращательного бурения вертикальных скважин

Замена ударно-канатного бурения вращательным, при горизонтальном расположении скважин произвела почти полную революцию в методах ведения взрывных работ в угольных карьерах Америки и полностью оправдала себя как с технической, так и с экономической стороны. Поэтому естественно, что там, где по каким-либо причинам оказалось невозможным воспользоваться горизонтальным расположением скважин, возникла необходимость в мощных электросверлах для бурения вертикальных скважин, так как они в породах небольшой крепости способны дать значительно большую производительность по сравнению с ударно-канатными станками.

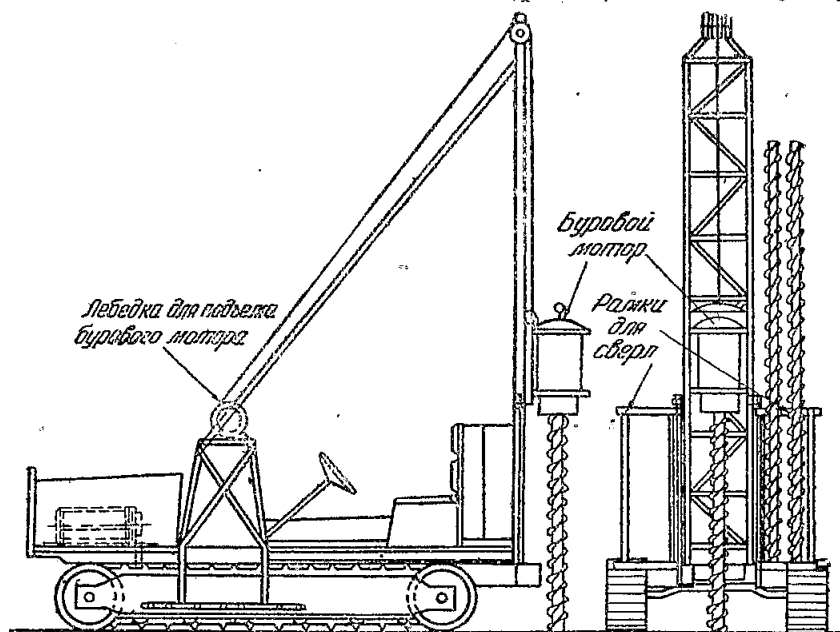
Первые опыты применения мощных электросверл для бурения вертикальных скважин были начаты еще в 1933 г. на рудниках Марк Твен (США); более широкое распространение они стали получать лишь в 1938/39 г. Первые станки были изготовлены непосредственно на руднике и монтировались на колесном ходу.

Более усовершенствованное электросверло на гусеничном ходу, изготовленное на руднике Дельта, смонтировано на старом гусеничном тракторе Аллис Чаммерс (фиг. 63), на котором установлены: мачта, подъемная лебедка и другие необходимые приспособления. Ходовой газолиновый двигатель заменен электромотором мощностью в 50 л. с.

Сверло диаметром 150 мм делает 300 об/мин. и приводится во вращение через редуктор отдельным электромотором, мощностью в 25 л. с., который перемещается вверх и вниз по направляющим

мачты. Подъем свёрл и бурового мотора производится лебедкой Сулливан мощностью в 75 л. с., установленной на специальной раме позади мачты станка. Длина каждой штанги 3,6 м, глубина бурения 12 — 15 м.

Для облегчения и ускорения процесса соединения штанг друг с другом и с замком рабочего вала бурового мотора с каждой стороны мачты укреплены поворотные подставки в форме рамок, на каждой из которых помещается по две штанги (фиг. 63). Когда в буровую



Фиг. 63. Схема электросверла для бурения вертикальных скважин.

колонну необходимо добавить дополнительную штангу, буровой мотор поднимается к вершине мачты, после чего одна из подставок поворачивается и устанавливается под замок рабочего вала бурового мотора. Через хвостовик штанги и замок бурового механизма проходит чека, которая скрепляет их и удерживает как при бурении, так и при подъеме штанг из скважины. После окончания бурения скважины поднятые на поверхность штанги отделяются от буровой колонны и устанавливаются обратно на подставку, а оставшаяся в скважине часть колонны удерживается в это время при помощи вилки, вырезанной из стальной пластины, покоящейся на поверхности земли у устья скважины.

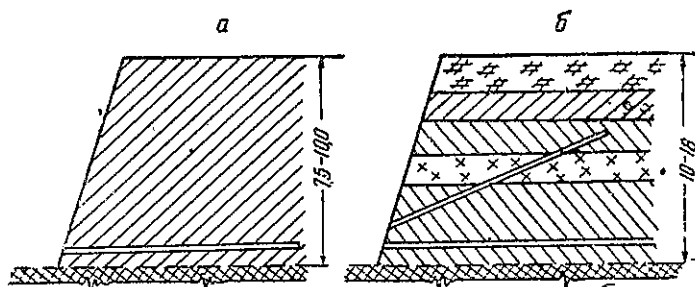
Станков заводского изготовления для вращательного бурения вертикальных скважин пока не имеется; поэтому в большинстве случаев они изготавливаются непосредственно на рудниках. Например ударно-канатный станок «Металлист», переоборудованный подобным способом на вращательный, весьма успешно испытывается на Богословских карьерах при бурении по углю.

§ 4. Производительность и организация работ при вращательном бурении скважин

1. Расположение скважин

В практике американских угольных карьеров выработалось два способа расположения горизонтальных и наклонных скважин, а именно: 1) одноярусное (или однорядное) и 2) двухярусное (или двухрядное), а способ бурения этих скважин, в отличие от обычного ударно-канатного и вращательного вертикального, носит название бокового (sidewall drilling).

Одноярусное расположение скважин (фиг. 64, а) применяется в тех случаях, когда высота уступа не превышает 7,5—10,0 м, а породы более или менее однородны и не слишком плотны, особенно в верхней части уступа. Расстояние между скважинами, в зависимо-



Фиг. 64. Одноярусное и двухярусное расположение горизонтальных и восстающих скважин.

сти от высоты уступа и крепости пород, изменяется в пределах от 4 до 7,5 м.

Двухярусное расположение (фиг. 64, б) имеет распространение при высоте уступов от 10 до 18 м и более и особенно в тех случаях, когда породы неодинаковы по своей плотности, а в верхней части уступа встречаются сравнительно крепкие породы, например песчаники, известняки и др. Скважинам первого яруса в большинстве случаев дается горизонтальное направление, а скважинам второго яруса — наклонное — восстающее, причем последние располагаются в шахматном порядке по отношению к скважинам первого яруса.

Высота заложения скважин первого яруса от рабочей площадки изменяется в пределах от 0,3 до 1,8 м, а высота второго яруса — 1,8—3,5 м. Угол наклона скважин второго яруса 15—25°. Глубина скважин обычно берется равной ширине экскаваторного хода (ширине выемочной ленты) и практически изменяется в пределах от 6—9 до 24 м.

Вертикальные скважины при вращательном бурении располагаются так же, как и при ударно-канатном, т. е. в одной или несколько

рядов. При многорядном расположении скважины располагаются в шахматном порядке по углам равностороннего треугольника.

2. Производительность

Производительность станков при вращательном бурении скважин зависит от многих факторов, в числе которых главными являются: крепость пород, диаметр скважины, форма и состояние буровой коронки, число оборотов сверла, шаг и направление его на забой скважины и т. п.

Фактическая производительность станков типа «Парманко Сениор» и «Стрипборер» по данным американских рудников, где эти станки применяются, приведена в табл. 14. Скважины — горизонтальные и восстающие.

Таблица 14

Производительность вращательного бурения горизонтальных и восстающих скважин станками типа «Парманко Сениор» и «Стрипборер»

Рудники	Породы	Диам. скважин, мм	Глубина скважин, м	Производительность, м	
				за 7-часо- вую смену	за час об- щего време- ни бурения
Биклей	Песчанистые сланцы, песчаники	150	8, 4	67,2	9,6
Стонтон	Мягкий песчаник и сланцы	125	12—15	100—125	14,3—17,9
Питсбург	Мягкие сланцы	150	19, 5	175—195	25,0—27,8
Питсбург	Крепкие сланцы	150	19, 5	110—130	15,7—18,6

Если сравнить эти данные с производительностью ударно-канатных станков при бурении в одних и тех же породах, то в худшем случае разница получается приблизительно в 3 раза больше в пользу вращательного бурения. Что касается производительности вращательного бурения вертикальных скважин, то в этом отношении заслуживают внимания следующие фактические данные:

На руднике Дельта (США) на вскрышных работах скважины глубиной в 13, 5 м, из которых около 9,0 м — сланцы средней крепости, выбуриваются электросверлом описанной выше конструкции за 10—15 мин. каждая, включая сюда время на передвижку и установку, т. е. средняя скорость бурения достигает около 1,0 м в минуту. По условиям работ, однако, достаточно иметь 16—17 скважин общей глубиной в 216,0—229,5 м, которые фактически и пробуриваются одним станком за 7-часовую смену, т. е. средняя фактическая производительность за 1 час общего времени работы составляет 30,8—32,8 пог.м. Эта производительность по крайней мере в 5—7 раз больше тех норм, которые устанавливаются для ударно-канатных станков.

Итак, при выборе бурового оборудования необходимо возможно точнее знать не только название, но и физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород. Там, где крепость

пород невелика, следует как можно скорее переходить на вращательное бурение скважин. Если же в данном месторождении наряду с крепкими породами имеется значительное количество пород не большой крепости, а также мерзлых грунтов, то следует пользоваться одновременно ударно-канатными и вращательными станками, что фактически уже и имеет место на некоторых американских рудниках. Там же, где подобное сочетание ударно-канатного и вращательного бурения практически невозможно или нерационально, очевидно будет полнее соответствовать условиям работ ударно-канатное бурение, как наиболее универсальное.

ГЛАВА IV

МЕХАНИЧЕСКАЯ ЗАПРАВКА БУРОВ И ДОЛОТЪЕВ

§ 1. Понятие о термической обработке стали

Сталь представляет собой сплав, в состав которого входит ряд элементов, причем главнейшую роль играют железо и углерод. Углерод находится в сплаве не в чистом виде, а в виде карбида железа или цементита (Fe_3C).

Особенность подобных сплавов заключается в том, что в них под влиянием изменения температуры и давления может происходить взаимное растворение компонентов даже в твердом состоянии, причем образуется твердая фаза, называемая твердым раствором. В результате этого взаимного растворения происходит изменение структуры или перекристаллизация сплава, а вследствие этого и изменение физико-механических свойств его.

Тепловая или термическая обработка имеет целью придать стали определенные физико-механические свойства путем соответствующего изменения структуры ее без изменения химического состава.

В практике различают следующие виды термической обработки: 1) отжиг, 2) закалку и 3) отпуск. Комбинация процессов отжига, закалки и отпуска называется *комбинированной* или *специальной* термической обработкой; для рудничной практики она имеет важнейшее значение.

Кроме указанных видов термической обработки, применяются также операции, связанные с изменением химического состава обрабатываемого сплава; к ним относится, например, поверхностная цементация, или *науглероживание*, мягкой стали.

1. Отжиг

Сущность отжига заключается в нагревании стали выше критической температуры, с последующим медленным охлаждением с целью изменения кристаллической структуры стали и изменения ее механических свойств. В результате отжига сталь становится более мягкой и ковкой, что очень важно при обработке изделия штампуемыми инструментами.

2. Закалка

Основное назначение закалки заключается в том, чтобы придать стали повышенную твердость. Сущность ее состоит в нагреве стали до температуры выше критической с последующим достаточно быстрым охлаждением.

Основными факторами, влияющими на результаты закалки, являются: а) химический состав стали, б) температура нагрева перед закалкой, в) продолжительность нагрева перед закалкой, г) скорость охлаждения, д) температура отпуска, е) продолжительность отпуска.

Закалка может иметь практическое значение лишь в том случае, если содержание углерода в стали не менее 0,3%.

Для изготовления буров при пневматическом бурении, а также и для долотьев при ударно-канатном бурении, подвергающихся ударам и толчкам, а следовательно, требующих большой прочности при относительно большой твердости, обычно берется сталь с содержанием углерода от 0,6 до 0,85%.

Температура нагрева перед закалкой зависит от содержания углерода в стали и колеблется в следующих пределах: (табл. 15).

Таблица 15

Температуры закалки стали в зависимости от содержания в ней углерода

Содержание углерода в стали, %	Практическая температура закалки, °C	Скорость охлаждения при закалке в пределах: °C, сек.
0,2	840—860	80—300
0,4	785—810	50—250
0,6	770—795	50—250
0,8	760—785	30—160
0,9	750—775	30—160
1,0	750—775	50—250
1,2	750—775	250

Если сталь при закалке нагревается выше теоретически необходимой температуры, то получается так называемый перегрев, вызывающий грубое строение стали, в результате чего она делается более хрупкой и ломкой, тогда как твердость ее по сравнению с нормально закаленной сталью не увеличивается.

Температура нагрева при закалке определяется при помощи специального прибора, называемого пирометром.

В тех случаях, когда такого прибора по какой-либо причине не имеется, приблизительная температура может быть определена по цветам калення. Цвета нагрева и соответствующие им температуры следующие:

Цвета калення	Температура, °C
Начало покраснения	470
Буро-красный	550—625
Средневишнево-красный	700
Вишнево-красный	750
Светловишнево-красный	760—780
Светлокрасный	830—840
Оранжевый	870—900
Желтый	950—1000
Бледножелтый	1100
Матово-белый (молочный)	1100—1200

Продолжительность нагрева перед закалкой имеет весьма важное значение. Слишком продолжительное нагревание вызывает перегрев со всеми его отрицательными качествами. Для более полного выравнивания температуры обрабатываемого изделия рекомендуется во время нагревания вынимать его несколько раз из калильной печи или горна.

Скорость охлаждения при закалке является одним из решающих факторов при получении стали той или иной структуры, с присущими ей механическими свойствами.

Важнейшее влияние на скорость охлаждения оказывают свойства и состояние закалывающей жидкости, как-то: теплопроводность, теплоемкость, вязкость и температура. Наиболее употребительной закалывающей жидкостью является вода с температурой 12—18°. Если для закалки берется вода с очень низкой температурой, то в изделии увеличиваются внутренние напряжения, не повышающие его твердости, а при более высокой температуре закалка получается недостаточно полной, в результате чего твердость закалываемого предмета понижается.

Закалывающая способность воды в значительной степени изменяется в зависимости от имеющихся в ней примесей. Так, например, соли и кислоты усиливают закалку, а примеси извести, глины и вообще земляные вещества — ослабляют.

В качестве закалывающих жидкостей применяются также разного рода масла, например конопляное, сурепное, льняное и т. п., причем они действуют значительно слабее, чем вода.

Для смягчения действия воды к ней иногда прибавляют мыло.

3. Отпуск

Очень часто при закалке в большинстве изделий получают значительные напряжения в наружном слое, а также слишком большая твердость, сопровождающаяся значительной хрупкостью, вследствие чего такие изделия не могут быть допущены в работу. Для того чтобы точнее отрегулировать необходимую твердость в закаленной стали, прибегают к отпуску, т. е. к вторичному нагреву изделия и последующему охлаждению. В зависимости от требований, предъявляемых к изделию, температура отпуска или вторичного нагрева выбирается в пределах от 150 до 550°. При более высоких температурах отпуска изделие становится более вязким и менее хрупким и твердым.

Для инструментов, работающих ударом и требующих высокой твердости при наличии большой вязкости, температура отпуска обычно берется 265—285°. Отпуск стали рекомендуется производить непосредственно после закалки, благодаря чему удается избежать внутренних трещин, получающихся при резкой закалке.

Температура нагрева при отпуске должна определяться при помощи термометра, но при отсутствии последнего, при достаточной опытности калильщика, она сравнительно надежно может быть определена по цветам побежалости, появляющимся на поверхности стали при нагревании ее до определенных температур и представляю-

щим собой тонкие прозрачные пленки окислов, которые, в зависимости от их толщины, придают поверхности стали окраску различных цветов спектра.

Между температурами и цветами побежалости имеется следующая зависимость:

Цвета побежалости	Температура, °C
Светложелтый	220
Темножелтый	250
Коричнево-красный	265
Пурпурно-красный	275
Фиолетовый	285
Синий	300
Светлоголубой	310
Серо-зеленый (аквамариновый)	330
Буро-серый	400
Темнобурый	450

По цветам побежалости температура нагрева может быть определена более или менее точно только до 330°, так как при более высоких температурах эти цвета настолько темнеют, что их уже трудно различать.

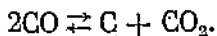
4. Цементация

Сущность поверхностной цементации или науглероживания стали состоит в том, что поверхность мягкой стали обогащается углеродом путем прокаливания ее при высоких температурах с веществами, содержащими углерод. Цементацией достигается сохранение вязкости внутреннего ядра изделия и придание повышенной твердости поверхностному его слою, что весьма важно для инструментов, работающих ударом.

Глубина проникновения углерода или глубина цементации колеблется в пределах от 0,1 до 2 мм, а иногда и более.

В качестве цементирующих применяются твердые, жидкие, газообразные и смешанные вещества, богатые углеродом и называемые карбюризаторами.

Твердый углерод в чистом виде обладает весьма слабой цементирующей способностью, и науглероживание при помощи древесного угля, очевидно, происходит, главным образом, посредством разложения образующейся окиси углерода в присутствии железа на углерод и углекислоту:



Наиболее энергичным карбюризатором является циан и его соединения: цианистый калий (KCN), желтая кровавая соль $[\text{K}_4\text{Fe}(\text{CN})_6 + 3\text{H}_2\text{O}]$, цианамид кальция $[\text{Ca}(\text{CN})_2]$ и др.

§ 2. Горны для нагрева буров и долотьев

Для нагрева буров и долотьев перед заправкой и закалкой, а также при отжиге и отпуске употребляются: 1) кузнечные стационарные и переносные горны, работающие на твердом топливе; 2) неф-

тяные горны; 3) газовые горны, работающие на горючих газах и 4) электропечи. Кроме того для нагрева долотьев перед закалкой употребляются специальные нагревательные печи с ваннами, содержащими расплавленные соли или легкоплавкие металлы.

1. Кузнечные горны

Кузнечные горны по сравнению с другими типами нагревательных печей имеют то преимущество, что они просты по устройству и работают на наиболее распространенных и дешевых видах топлива.

Главнейшим недостатком их является неравномерность температуры, зависящая от количества горючего и интенсивности дутья. Вследствие неравномерности температуры в отдельные промежутки времени, а также неравномерности ее в различных участках горна, бур или долото при нагревании необходимо непрерывно поворачивать, в противном случае в стали могут образоваться трещины.

Твердое топливо, в особенности курные угли, почти всегда содержат серу, которая при высокой температуре переходит в сталь и делает ее хрупкой.

Количество одновременно нагреваемых буров или долотьев в кузнечном горне очень невелико, так как следить за равномерным нагревом большого количества их очень трудно, а поэтому общая производительность кузнечного горна незначительна. Кроме того при нагревании в кузнечных горнах, работающих на твердом топливе, сталь, соприкасаясь с последним, загрязняется кусочками шлака и грязи, которые при заправке заковываются в ней, а после закалки выпадают и образуют раковины.

2. Нефтяные горны

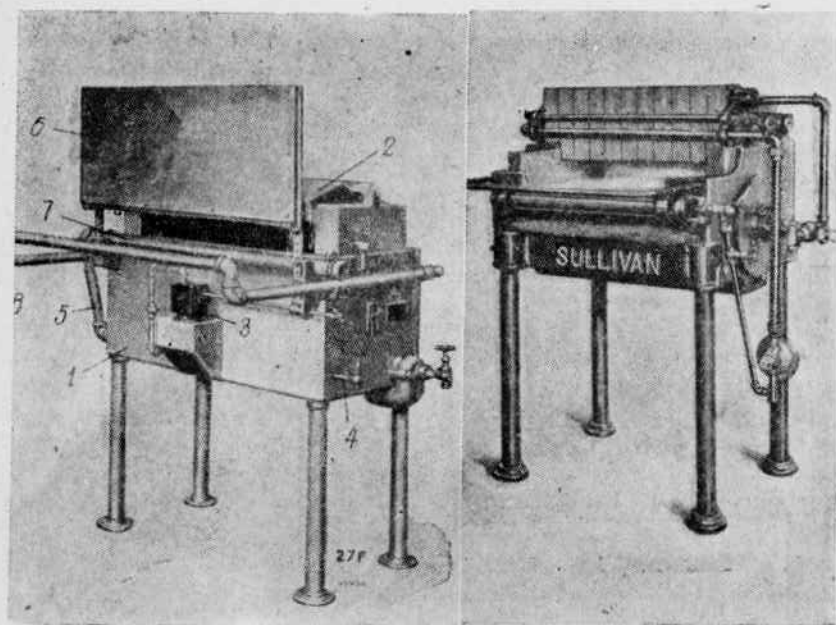
Нефтяные горны свободны от недостатков, свойственных кузнечным горнам, а поэтому в рудничной практике они пользуются наибольшим распространением. На наших рудниках наиболее широкое применение имеют американские горны Интерсоль-Ранд, а также горны советского производства аналогичной конструкции.

Общий вид горна для нагрева буров представлен на фиг. 65, слева. Корпус горна представляет собой металлический ящик 1, установленный на ножках, внутри которого имеется огневая камера, снабженная футеровкой из огнеупорного кирпича.

Над этой камерой помещается свод горна 2, имеющий также огнеупорную футеровку. В длинной стороне корпуса укреплен форсунка 3, к которой по трубке 4 подводится нефть, а по трубке 5 — сжатый воздух. Горн снабжен предохранительным щитком 6 и охладителем 7, представляющим собой трубку с узкой щелью, через которую пропускается воздух. Охладитель создает воздушную завесу, которая, с одной стороны, позволяет нагревать бур только на длину, необходимую дляковки, а с другой — отклоняет пламя внутрь огневой камеры. Для нагревания длинных буров горн снабжен выдвижной подставкой 8.

Нефть подводится к форсунке под небольшим давлением из напорного бачка, установленного на некоторой высоте, в стороне от горна.

В охладитель воздух подается посредством эжектора, представляющего собой тонкую трубку с подкатанным концом и маленьким отверстием. Сжатый воздух, выходящий из этой трубки, увлекает наружный воздух и гонит его в охладитель. Подача воздуха в эжектор регулируется посредством особого клапана.



Фиг. 65. Нефтяные горны для нагрева буров:

1 — металлический ящик, 2 — свод горна, 3 — форсунка, 4 — трубка для подачи нефти, 5 — трубка для сжатого воздуха, 6 — предохранительный щиток, 7 — охладитель, 8 — выдвижная подставка.

На наших рудниках довольно большое распространение имеют также нефтяные горны Сулливан (фиг. 65, справа). Важнейшие конструктивные особенности их заключаются в следующем:

1. Огневая камера сделана раздвижной, вследствие чего возможно изменять ее ширину в соответствии с размерами головки или хвостовика бура.

2. Свод горна также раздвижной и состоит из двух частей, что позволяет регулировать пламя печи, не изменяя притока нефти и сжатого воздуха.

3. Форсунка установлена с короткой стороны горна и пламя направлено вдоль огневой камеры; температура вблизи форсунки наиболее низкая, а у противоположной стенки камеры — наиболее высокая, что позволяет производить постепенный, равномерный

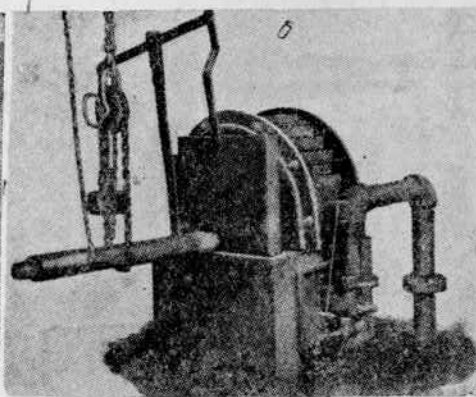
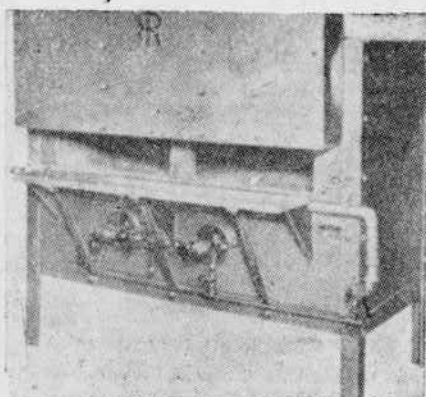
нагрев буров, передвигая их от форсунки к противоположной стенке огневой камеры.

Таблица 16

Эксплуатационно-технические характеристики нефтяных горнов для нагрева буров

Фирма и марка горна Наименование данных	Ингерсоль-Ранд			Сулливан	
	7F	27F	1R-25	GF-2	GF-3
Полный вес горна, кг.	256	420	600	453	850
Вес нефтяного бачка емкостью 230 л. для подачи нефти в горн, кг.	21	21	21	—	—
Размеры огневой щели, мм.	76×344	76×700	76×600	76×609	76×977
Габаритные размеры горна, мм:					
длина	810	1170	1150	1168	1240
ширина	965	965	650	670	723
высота	1370	1370	1300	1219	1295
Расход воздуха, м ³ /мин.	0,23—0,45	0,28—0,56	0,28—0,56	0,5—0,6	—
Расход нефти, л/час	6,8—11,4	9,1—18,0	7,5—14,5	8—10	—

Эксплуатационно-технические характеристики горнов для нагрева буров заводов Ингерсоль-Ранд и Сулливан приведены в табл. 16.



Фиг. 66. Нефтяные горны для нагрева долотьев: слева — Ингерсоль-Ранд марки WDF и справа — Бьюсайрус.

На фиг. 66, слева представлен большой нефтяной горн Ингерсоль-Ранд, марки WDF для нагрева долотьев диаметром от 150 до 200 мм.

Он снабжен двумя форсунками, укрепленными в передней стенке, а в остальном почти ничем не отличается от описанных ранее горнов для нагрева буров. В нем можно нагревать одновременно четыре долота.

Горны Ингерсоль-Ранд для нагрева долотьев приспособлены для дутья сжатым воздухом, поступающим от компрессора. Более независимым в этом отношении является горн фирмы Бьюсайрус (фиг. 66, справа), так как при ударно-канатном бурении воздушно-силового хозяйства на руднике может и не быть.

В огневой камере горна Бьюсайрус помещается одно долото. Нефть поступает из бака под небольшим напором, а воздух нагнетается вентилятором по трубе диаметром 75 мм. Футерованная огнеупорным кирпичом заслонка, прикрывающая огневую камеру спереди, укреплена к рычагу, на другом конце которого подвешен противовес. Вес горна без вентилятора 630 кг.

3. Газовые горны

Газовые горны, несмотря на их весьма существенные достоинства, как то: простоту и легкость конструкции, легкость регулирования температуры, чистоту в работе и др., широкого распространения в бурозаправочном деле не получили, так как установка их возможна лишь при наличии газогенераторов или газопроводов от газовых заводов.

4. Электрические печи

Первые опыты применения электрических печей в бурозаправочном хозяйстве наших рудников показали их несомненные преимущества в отношении улучшения качества заправки, снижения стоимости и создания лучших условий труда.

В бурозаправочном деле применяются печи реостатного типа. Они состоят из следующих основных частей: 1) нагревателей — элементов сопротивления или греющих секций; 2) стенок и окон; 3) контрольного устройства для измерения температуры и 4) электрической проводки.

Элементы сопротивления для электрических печей обычно изготовляются из хромоникелевого сплава, содержащего 80% никеля и 20% хрома. Этот сплав размягчается при 1200°C, а поэтому температуру нагревательной камеры ограничивают в пределах 1000°—1070°C, практически вполне достаточных для всех термических процессов при заправке и закалке буров.

Электрические печи строятся как для переменного, так и для постоянного тока, причем последние применяются значительно реже. Печи мощностью до 30 *квт* делаются обычно однофазными, а выше этой мощности — трехфазными.

В электрической печи передача тепла нагреваемому предмету происходит посредством излучения, поэтому элементы сопротивления, являющиеся источниками тепла, должны располагаться таким образом, чтобы прямое излучение от них вместе с отраженным излучением стен и свода печи обеспечивали требуемую равномерность нагрева.

В практике выработалось несколько стандартных расположений сопротивлений, которые дают средние условия нагрева, как например, подовое и настенное, сводовое и настенное, подовое и сводовое.

На фиг. 67 представлен схематический поперечный разрез электрической печи с подовым и сводовым сопротивлениями. В нагревательной камере, выложенной из огнеупорного кирпича, сопротивления 1 укреплены у свода и пода. Камера изолирована нетеплопроводным слоем порошка 2 и заключена в стальной или кирпичный кожух 3. Буры вставляются в печь через окна или щели 4 в боковой стенке печи.

Основными достоинствами электрических печей являются:

1) сравнительно высокий тепловой коэффициент полезного действия печи;

2) легкость управления температурой и возможность поддерживать ее в течение нужного времени на определенном уровне с точностью до 0,3%;

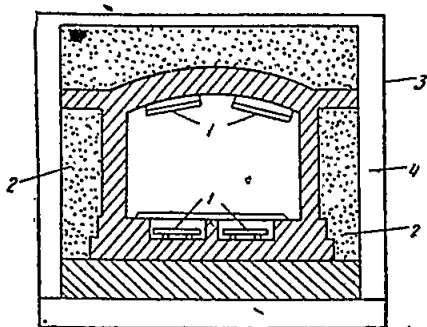
3) отсутствие запаха отходящих газов, чистота в помещении и простота обслуживания;

4) возможность создания в печи особо нагретой ограниченной зоны;

5) автоматическое включение или остановка;

6) равномерность нагрева и точность определения температуры по показаниям самонагревающих пирометров.

Применение электропечей на руднике им. Кагановича обеспечило лучшее качество заправки, т. е. увеличилась стойкость буров, и кроме того достигнуто снижение стоимости заправки.



Фиг. 67. Схематический поперечный разрез электрической печи с подовым и сводовым сопротивлением:

1 — сопротивления, 2 — слой порошка
3 — стальной или кирпичный кожух,
4 — уровень окна или щели.

5. Нагревательные печи с ваннами

Нагрев долотьев перед закалкой до критической температуры (до потери магнитных свойств) значительно сложнее, вследствие их большого по сравнению с бурами веса. В нагревательных печах обычных типов не обеспечивается равномерный и точный нагрев долотьев перед закалкой, поэтому для этой цели очень часто пользуются нагревательными соляными или свинцовыми ваннами.

Сущность работы нагревательной ванны заключается в том, что поваренная или какая-нибудь другая соль или свинец расплавляется нагреванием на огне или электрическим током. В расплавленную среду погружается закаливаемый предмет, который и нагревается до температуры расплавленной соли или свинца.

По конструкции и способу сообщения теплоты нагревающей среде, соляные ванны могут быть подразделены на три типа:

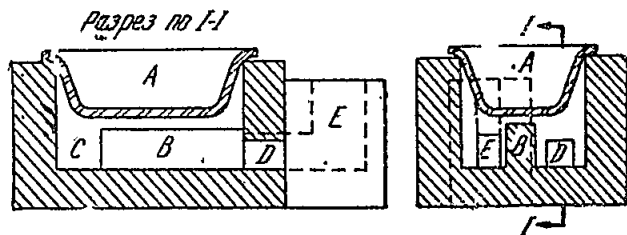
1) термосолянные ванны, в которых соль нагревается печами, отплавляемыми жидким или газообразным топливом;

2) электросолянные ванны электродного типа;

3) электросолянные ванны реостатного типа.

Термосолянная ванна (фиг. 68) представляет собой ящик с закругленными краями, помещенный на печи из кирпичной кладки. Собственно ванна *A* изготавливается из хромистой стали со стенками толщиной 25 мм, или же из обычной мартевской стали со стенками толщиной до 50 мм, последние не так быстро изнашиваются, как ванны из хромистой стали. Загнутыми стенками или фланцами ванна опирается на стенки нагревательной печи; днище ванны служит сводом камеры сгорания.

Печь выложена огнеупорным кирпичом. Камера сгорания по длине разделена на две части кирпичной стенкой *B* с отверстием *C*



Фиг. 68. Термосолянная ванна для нагрева долотьев:

A — ванна, *B* — кирпичная стенка, *C* — отверстие для прохода газа, *D* — топочное отверстие, *E* — дымоход.

для прохода газов. Горячие газы от топочного отверстия *D* проходят по одну сторону стенки *B*, огибают ее, и по другой стороне направляются к дымоходу *E*. Такое направление движения горячих газов обеспечивает более равномерный нагрев ванны. Для предотвращения распырания стенок печи от жара печь заключается в кожух из листового железа толщиной 6—8 мм.

Основной недостаток соляных ванн, нагреваемых нефтью или газом, заключается в том, что они слишком быстро изнашиваются. Срок службы металлической ванны колеблется в пределах 50—80 смек.

Электросолянная ванна электродного типа схематически показана на фиг. 69, слева. Камера для соли или собственно ванна *1* сделана из огнеупорного кирпича и окружена теплоизоляционным слоем *2*, заключенным в стальной кожух *3*. Электроды *4—4* делаются из мягкого пудлингового железа.

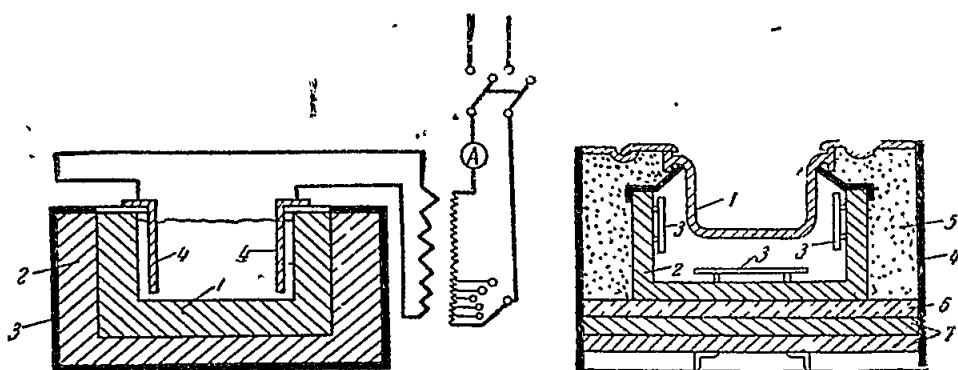
В ваннах этого типа применяется ток напряжением 10—25 в. В холодном состоянии сопротивление ванны велико; разогревается она специальными электродами. Ток, проходящий через электрод и слой древесноугольного порошка, постепенно нагревает ванну.

Регулирование температуры производится при помощи трансформатора с регулировочным реостатом.

Принципиальным недостатком ванны электродного типа является невозможность автоматически регулировать температуру; сопротивление ванны меняется с температурой, а также при погружении и удалении предметов.

Электросоляные ванны электродного типа широко применялись в европейских странах; в Америке наибольшее распространение получили ванны реостатного типа.

Электросоляная ванна реостатного типа (фиг. 69, справа) состоит из ванны 1, укрепленной над нагревательной камерой, имеющей огнеупорную футеровку 2. Внутри камеры, к стенкам и поду ее, укреплены нагревательные элементы, 3 и, следовательно, передача теплоты ванне происходит посредством излучения. Нагревательная камера заключена в стальной кожух 4; пространство между кожухом и наружными стенками нагревательной камеры заполняется теплоизоляционным порошком 5; под подом камеры уложен слой изоляционного кирпича 6 и два слоя



Фиг. 69. Схемы электросоляных ванн:

слева — электродного типа: 1 — камера для соли, 2 — теплоизоляционный слой, 3 — стальной кожух, 4 — электроды;

справа — реостатного типа: 1 — ванна, 2 — огнеупорная футеровка, 3 — нагревательные элементы, 4 — стальной кожух, 5 — теплоизоляционный порошок, 6 — изоляционный слой, 7 — огнеупорный кирпич.

огнеупорного кирпича 7. Основным преимуществом электрической ванны реостатного типа по сравнению с электродной, является весьма простая и полная автоматичность регулировки температуры. Поддерживая нужные рабочие условия, автоматическая регулировка температуры предохраняет ванну от перегрева. Температура такой ванны ограничивается теплоустойчивостью сосуда, в котором находится расплавленная соль, и составляет около 1010°C .

Следует отметить, что соляные ванны могут применяться для нагрева не только перед закалкой, но и при отпуске стали. В этом случае применяется смесь из калиевой и натриевой селитры в отношении 1 : 1, которая дает температуру нагрева в пределах $220\text{—}400^{\circ}\text{C}$.

В соляных ваннах в качестве нагревающей среды чаще всего пользуются обыкновенной поваренной солью, температура плавления которой находится около 770°C . Недостаток этой соли в том, что при погружении в нее холодного долота она затвердевает. Для предотвращения этого долота предварительно подогреваются в песочной ванне до температуры $300\text{—}350^{\circ}\text{C}$.

Иногда, для предотвращения затвердевания поваренной соли, пользуются смесью нескольких солей. Так, например, вполне удовлетворительные результаты дает смесь, состоящая приблизительно из трех частей хлористого кальция и одной части поваренной соли. Эта смесь плавится при температуре около 482°C и поэтому, будучи нагрета до температуры закалки стали при погружении в нее холодного долота, она не затвердевает.

Главнейшие достоинства соляных ванн следующие:

1. Температура нагревающей среды ванны во всех частях одинакова и допускает точную регулировку.

2. Однородность температуры в ванне обеспечивает равномерный нагрев закаливаемой части до температуры расплавленной соли, благодаря чему устраняются все вредные напряжения и возможность образования трещин при закалке.

3. Расплавленная поваренная соль ни в какие химические соединения с металлом долота не входит; сталь в соляной ванне не окисляется, на долоте не образуется окалина и кроме того сталь не обезуглероживается.

4. Свойство соли покрывать тонким слоем нагреваемый предмет при извлечении его из ванны имеет очень важное значение, так как пристававшая пленка предохраняет лезвие долота от охлаждения при перенесении его на соляной в водяную ванну. При погружении долота в воду пленка отскакивает и падает в ванну.

§ 3. Контрольно-измерительные приборы

1. Пирометры

Успех заправки и закалки, а следовательно, и высокое качество буров и долотьев целиком зависит от точности нагрева их при заправке и перед закалкой.

Для определения высоких температур в нагревательных печах пользуются пирометрами, которые бывают трех типов: 1) термоэлектрические, измеряющие температуру по изменению электродвижущей силы термопары; 2) оптические, измеряющие температуру по спектральным особенностям накаливаемого тела, и 3) радиационные, измеряющие температуру по тепловому эффекту накаливаемого тела.

В рудничной практике наибольшее распространение имеют термоэлектрические пирометры, как наиболее простые по своему устройству. Они состоят из трех главных частей: 1) термопары, как источника электродвижущей силы, 2) милливольтметра или амперметра, т. е. прибора для измерения ее, и 3) соединительных проводов.

Принцип действия термоэлектрического пирометра основан на явлении возникновения тока в замкнутой цепи, составленной из двух разнородных проводников, когда концы их находятся в соприкосновении с различными температурными областями. Эти проводники называются термопарой (тепловая пара), или термоэлементом.

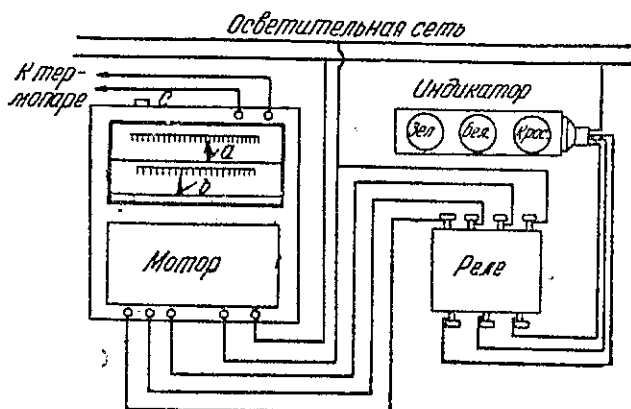
Техническая термопара состоит из двух проволок различных металлов или металлических сплавов; спаянные концы проволок помещаются в область измеряемой высокой температуры и называются горячим концом, а место соединения ветвей термопары с соедини-

тельными медными проводами электроизмерительного прибора — холодным концом. Чем больше разность температур между горячим и холодным концами термопары, тем больше электродвижущая сила.

Таким образом, измеряя электродвижущую силу термопары, фактически мы измеряем температуру ее горячего конца или спая.

Термопары изготавливаются из следующих металлов и металлических сплавов:

- 1) платина + сплав платины с 10% родия (для температур до 1400°C);
- 2) никель + нихром (для температур до 1100°C);
- 3) хромель + алюмель (для температур до 1100°C);
- 4) железо + константан или нихром + константан (для температур до 900°C).



Фиг. 70. Включение термоэлектрического пирометра со световыми сигналами.

Для контроля за температурой в нефтяных горнах часто пользуются пирометрами со световой сигнализацией. Схема включения такого пирометра приведена на фиг. 70.

Термопара пирометра, заключенная в железную трубку и покрытая графитовой мастикой, вставляется в такое место огневой камеры, где температура пламени наибольшая. Ток от термопары проходит по изолированным проводам к вольтметру. В зависимости от колебания температуры в горне, верхняя стрелка a вольтметра отклоняется в ту или другую сторону, указывая на шкале соответствующую температуру в °C. Внизу имеется вторая шкала с указателем b , который можно установить посредством кнопки c на такое деление, какую температуру желательно поддерживать в горне. Пока стрелка a находится слева от указателя b — горит зеленая лампочка; как только она остановится, не доходя на одно деление до указателя, мотор автоматически включается и приводит в действие реле, переключаящее зеленую лампу на белую.

Если температура в горне поднимется больше чем на 10° против той, на которой установлен указатель, — белая лампа выключается и включается красная.

В последнее время, например, горы Ингурсоль-Ранд снабжаются пирометрами с автоматической записью температуры.

Оптические и радиационные пирометры более сложны и менее удобны для работы в бурозаправочных и долотозаправочных мастерских, а поэтому в рудничной практике они почти не применяются.

2. Магнитные индикаторы

Магнитные индикаторы служат для определения критической температуры нагрева, когда сталь данного состава из одного агрегатного состояния переходит в другое, изменяя свою структуру. В этот момент сталь теряет свои магнитные свойства и, будучи закалена, приобретает наибольшую твердость. Структура стали, соответствующая критической температуре нагрева, носит название мартенсита.

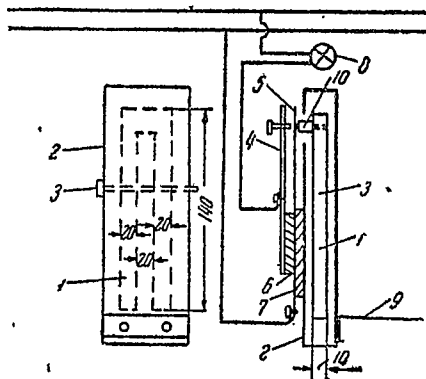
Таким образом при закалке на мартенсит температура стали легко может быть определена по действию ее на магнит.

Простейший индикатор — это стальной намагниченный стержень толщиной 5—10 мм и длиной 150 мм. Один конец стержня загибается кольцом, за которое он подвешивается на шнурке. Для намагничивания стержень подносится к щеткам электродвигателя на расстояние около 1 см и удерживается в таком положении 5—10 секунд.

Если нагретая сталь, поднесенная к такому индикатору, не потеряла своих магнитных свойств,

то стержень будет отклоняться от своей вертикальной оси, и наоборот, когда сталь нагрета точно до критической температуры и утратила свои магнитные свойства, стержень будет оставаться в покое.

Схема устройства более совершенного магнитного индикатора со световым сигналом приведена на фиг. 71. Он состоит из дугообразного магнита 1, сделанного из пружинистой стали и помещенного в медную, латунную или алюминиевую коробку 2, в которой он может свободно поворачиваться на медной оси 3. Сзади к коробке укреплены медные узкие пластинки 4 и 5, разделенные между собой и между стенкой коробки изолирующими слоями 6 и 7 из фибры, слюды или другого материала. К медным пластинкам присоединены провода от осветительной сети с включенной в них последовательно лампочкой 8. Медная полка 9 служит опорой для испытуемого бура или долота. Если нагретый предмет не утратил магнитных свойств, то магнит притягивается иштифтом 10 прижимает пластинку 5 к винту пластинки 4; цепь замыкается, и лампочка загорается. Если же



Фиг. 71. Устройство магнитного индикатора.

1 — дугообразный магнит, 2 — алюминиевая коробка, 3 — медная ось, 4 — 5 — медные узкие пластинки, 6 и 7 — изолирующие слои, 8 — лампочка, 9 — медная полка, 10 — штифт.

бур или долото нагрето до критической температуры, то лампочка гореть не будет, и следовательно можно производить закалку.

§ 4. Бурозаправочные станки

На рудниках Советского Союза наибольшее распространение имеют станки Лейнера выпуска американской фирмы Ингерсол-Ранд, по типу которых изготовлялись также и советские бурозаправочные машины Невьянского завода. Кроме того на наших рудниках довольно широко применяются станки заводов Клаймакс, Холман и Сулливан.

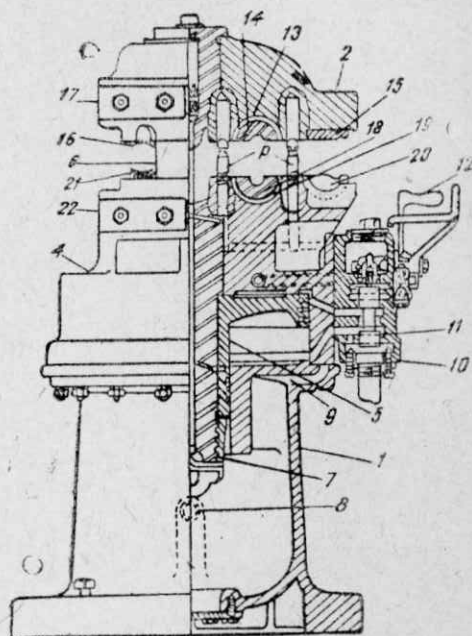
1. Станки Лейнера

Станок Лейнера состоит из трех главных частей: неподвижной станины, подвижной части, называемой крестовиной, и пневматического молотка.

На фиг. 72, на правой половине чертежа изображен разрез, а на левой — вид спереди станка Лейнера марки IR-50.

На верхней части станины 1 укреплен цилиндр вертикального пневматического молота 4 с поршнем и штоком 5. Внутри пустотелого штока 5 проходит сплошной шток 6, на верхнем конце которого укреплена крестовина 2. Шток 6 соединен наглухо с поршнем и штоком 5 посредством гайки 7, прижимающей поршень плотно к запячку.

Сжатый воздух поступает через патрубок 8 в станину, которая выполняет роль воздухохранилища. Из станины воздух проходит по каналу 9 в распределительную коробку 10. Золотник 11 приводится в действие от рукоятки 12. При повороте этой рукоятки на $\frac{1}{16}$ оборота золотник 11 приподнимается, и сжатый воздух, поступая в верхнюю часть цилиндра, давит на поршень, а нижняя часть цилиндра в это время сообщается с атмосферой, вследствие чего шток 6 с крестовиной 2 опускается вниз и производит удар.



Фиг. 72. Разрез бурозаправочного станка Лейнера:

1 — станина, 2 — подвижная часть (крестовина), 4 — цилиндр вертикального пневматического молота, 5 — пустотелый шток, 6 — сплошной шток, 7 — гайка, 8 — патрубок, 9 — канал, 10 — распределительная коробка, 11 — золотник, 12 — рукоятка, 13 — съемное седло, 14 — верхняя половина зажимной матрицы, 15 — рифленая пластина, 16 — верхний нож, 17 и 22 — пластина, 18 — нижняя половина зажимной матрицы, 19 — седло, 20 — пластина для зажима бура, 21 — нижний нож.

Канал, сообщающий нижнюю часть цилиндра 4 с атмосферой, расположен с таким расчетом, что при движении поршня вниз, часть воздуха остается в цилиндре и, смягчая удар, предохраняет машину от поломок. Впускные каналы рассчитаны на быстрый выпуск воздуха, что позволяет посредством рукоятки 12 давать очень короткие и частые удары. Сила удара регулируется рабочим при помощи той же рукоятки 12.

В нижней части крестовины 2, в съемном седле 13 помещаются: верхняя половина зажимной матрицы 14, rifленая пластинка 15, служащая для удержания бура в момент пробивания канала, верхний нож 16 для рубки буровой стали и пластинка 17, при помощи которой к крестовине укрепляется калибровочное устройство и матрицы для обработки боковых граней коронки бура.

На верхней массивной части цилиндра 4, выполняющей роль наковальни, соответственно размещены: нижняя половина зажимной матрицы 18, укрепленная в седле 19, пластинка 20 для зажима бура в момент пробивания канала, нижний нож 21 и пластинка 22.

Когда рукоятка 12 повернута до отказа, крестовина 2 остается опущенной и плотно прижатой давлением воздуха на поршень 5, вследствие чего бур будет зажат в матрицах 14 и 18. После этого включается горизонтальный пневматический молоток, укрепленный на кронштейне к станку 1. Ось горизонтального молотка, представляющего собой обычный пневматический молоток без устройства для вращения бура, центрирована по зажимным матрицам 14 и 18.

В концевую втулку молотка вставляется боек, торцевая часть которого имеет обратную по отношению к заправляемой коронке бура форму.

Управление станком осуществляется посредством рукоятки 12. Четыре положения ее, показанные на фиг. 73, соответствуют ниже-следующим четырем операциям станка:

I п о л о ж е н и е — станок выключен; крестовина 2 занимает верхнее предельное положение.

II п о л о ж е н и е — сжатый воздух впускается в верхнюю часть цилиндра; крестовина опущена вниз и матрицы зажимают бур.

III п о л о ж е н и е — сжатый воздух впускается в цилиндр горизонтального молотка; боек производит на-сечку лезвия.

IV п о л о ж е н и е — сжатый воздух поступает в продувные трубки Р (фиг. 72) и очищает матрицы от окалины.

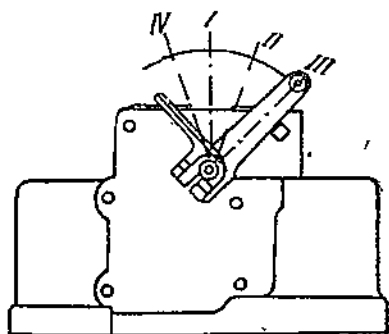
Для пробивания и расширения канала в коронке и хвостовике бура станок снабжен пробивным прибором, укрепленным на кронштейне, с правой стороны от горизонтального молотка; этот прибор изображен отдельно на фиг. 74.

Во втулку прибора 1 вставляется пробойник 2 и закрепляется в ней специальной гайкой. Прибор приводится в действие сжатым воздухом при помощи рукоятки 3, соединенной посредством тяги 4 с рычагом воздушного крана 5. При повороте рукоятки 3 влево кран открывается, и сжатый воздух из шланга 6 поступает в прибор, за-

ставляя двигаться пробойник вперед и назад. При повороте рукоятки вправо прибор движется в том же направлении, причем рычаг 5, поворачиваясь, прекращает доступ сжатого воздуха. Во время пробивания канала бур зажимается рифлеными пластинками 15 и 20 (фиг. 72).

Эксплуатационно - технические характеристики станков Лейнера советского и иностранного производства приведены в табл. 17; из них наиболее распространены станки марок IR-34, IR-50 и IR-54.

В конструктивном отношении станки Лейнера всех марок совершенно одинаковы, за исключением станка IR-24, (фиг. 75), который является самым легким и самым компактным из всех существующих ныне бурозаправочных станков. Он приспособлен для заправки головок диаметром до 63,5 мм и предназначен для работы на небольших рудниках. Характерной особенностью его является то, что металлическая станина 1 может



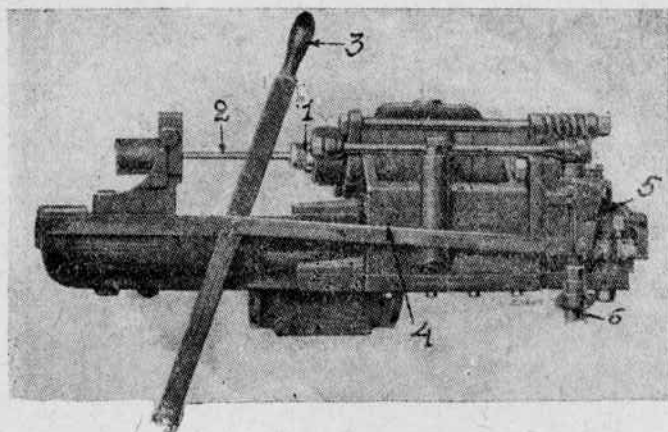
Фиг. 73. Клапанная коробка и рукоятка управления станка Лейнера:

Таблица 17

Эксплуатационно - технические характеристики бурозаправочных станков Лейнера

Фирмы и марки станков Наименование данных	Новый Б-50	Ингерсолл Ранд				
		IR-24	IR-34	IR-40	IR-54	IR-50
Максимальный размер заправляемой головки бура, мм	92	63,5	63,5	76,2	92,2	92,2
Ход крестовины, мм	92	60,4	63,5	76,2	89,0	89,0
Наибольший диаметр основания станка, мм	—	500	635	845	900	980
Диаметр воздухопровода, мм	32	25,4	25,4	32	32	32
Вес станка, кг	1780	176	670	1190	1785	1320
Габаритные размеры станка, мм:						
высота	1355	510	1260	1362	1472	1370
ширина	1200	705	845	1015	1041	970
длина	1500	795	1055	1321	1295	1220
Необходимое давление воздуха, ат	6—7	5,5—7,0	5,5—7,0	5,5—7,0	4,8—7,7	4,8—7,7
Расход воздуха, м ³ /мин	3,0—4,0	—	—	—	—	—

быть заменена деревянной, так как цилиндр и шток пневматического молотка не входят внутрь станины, как в станке, изобра-



Фиг. 74. Прибор для пробивки канала в головке и хвостовике бура.

1 — втулка прибора, 2 — пробойник, 3 — рукоятка, 4 — тяга; 5 — рычаг воздушного крана, 6 — шланг.

женном на фиг. 72, и вследствие этого вес станка доведен до минимума, составляя всего лишь 176 кг. Такие станки удобны для открытых работ, где расход буров при вторичных буровзрывных работах не так значителен.

2. Станки Клаймаке

Основное конструктивное отличие английских станков Клаймаке (фиг. 76) от станков Лейнера заключается в том, что цилиндр вертикального молота 1 помещается не внизу, непосредственно на станине, а сверху — над крестовиной 2. Он укреплен на двух цилиндрических стойках, являющихся в то же время направляющими для крестовины. Горизонтальный пневматический молоток и прибор для пробивания канала бура расположены так же, как и на станке Лейнера.

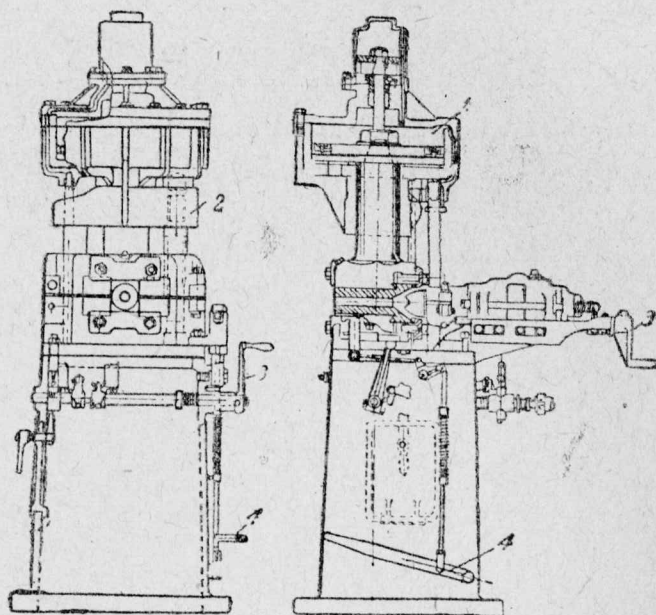
Фиг. 75. Бурозаправочный станок Лейнера марки IR-24

Управление станком осуществляется посредством рукоятки 3 и принципиально ничем не отличается от управления станками Лейнера.

При заправке хвостовиков круглого и квадратного сечения для предохранения от смятия канала бура, в него вставляется штифт из твердой стали, который после заправки иногда довольно трудно

вытащить. Для извлечения штифта станок имеет особое приспособление, действующее от ножной педали 4.

Станки Клаймакс выпускаются под марками № 1 и № 2 и отличаются друг от друга только некоторыми размерами. Станки марки № 1 приспособлены для заправки буров с максимальным диаметром головки до 75 мм, а станки № 2 — с диаметром головки до 100 мм.



Фиг. 76. Разрез и вид спереди бурозаправочного станка Клаймакс.

1 — цилиндр вертикального молота. 2 — крестовина. 3 — рукоятка, 4 — ножная педаль.

Краткие технические характеристики этих станков приведены в табл. 48.

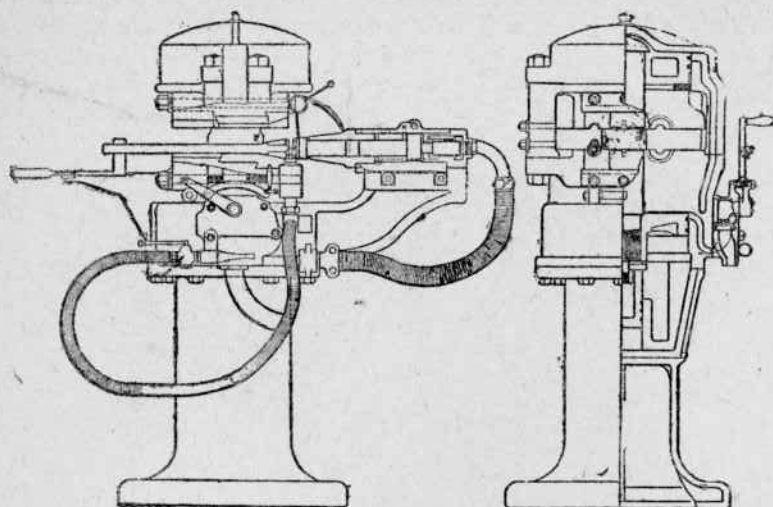
3. Станки Холман

Бурозаправочные станки английской фирмы Холман (фиг. 77) по своей конструкции аналогичны станкам Лейнера, но отличаются от них тем, что вертикальный молот или крестовина приводится в движение посредством двух пневматических цилиндров, один из которых расположен как у станка Лейнера — снизу, а второй — как у станка Клаймакс — сверху, над крестовиной, и поддерживается двумя стойками.

Верхний цилиндр — односторонний; он сообщается с золотниковой коробкой и нижним цилиндром посредством канала, проходящего в теле нижнего цилиндра и в правой пустотелой стойке. При наличии двух цилиндров сила удара крестовины значительно увеличивается.

Управление станком Холман аналогично с управлением станком Лейнера.

Станки Холман выпускаются четырех марок под №№ 10, 11, 12 и 15, отличающихся друг от друга размерами и весом.



Фиг. 77. Бурозаправочный станок Холман.

Технические характеристики этих станков приведены в табл. 18.

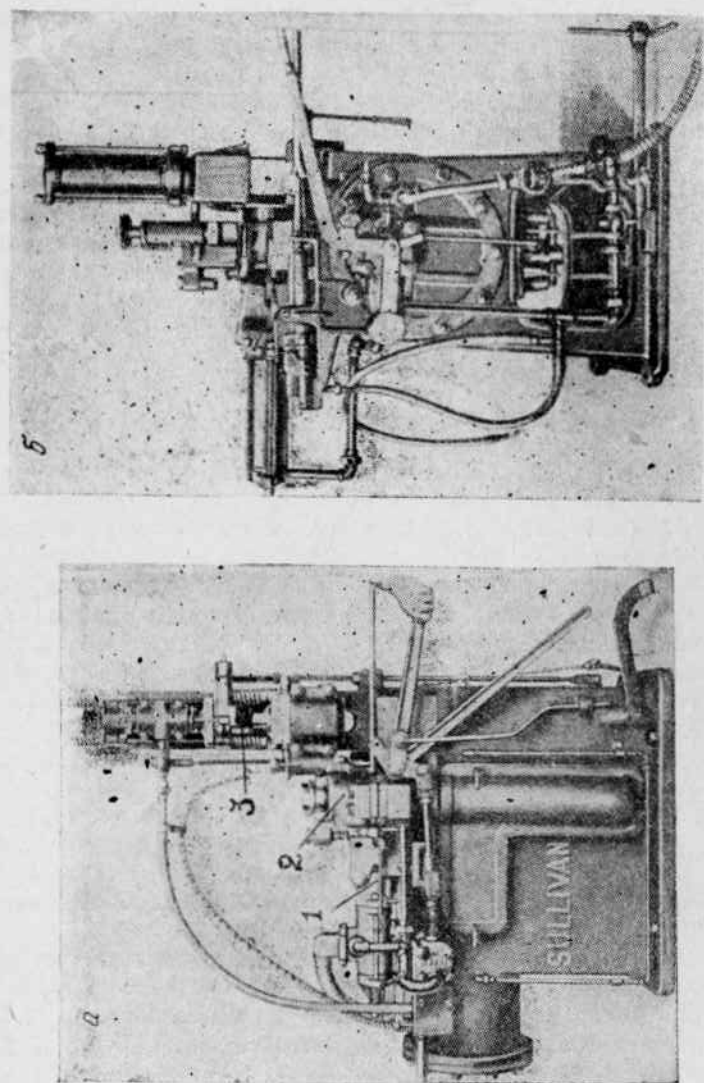
Таблица 18

Эксплуатационно-технические данные бурозаправочных станков Клаймакс, Холман и Сулливан

Фирмы и марки станков Наименование данных	Клаймакс		Холман			Сулливан	
	№ 1	№ 2	№ 10	№ 11	№ 15	A	C
Максимальный размер заправляемых головок буров, мм	75	100	140	70	65	90	65
Габаритные размеры станка мм:							
высота,	1950	1950	1525	1425	1270	1850	1495
длина,	1000	1280	1000	865	610	1550	1100
ширина,	760	840				735	768
Вес станка, кг	1150	1180	1770	1250	850	1700	500
Необходимое давление воздуха, ат .	4,0	4,0	5,5	5,5	5,5	—	—
Расход воздуха, м ³ /мин	2,8	3,0	—	—	—	2,6—2,8	1,25—1,6
Производительность станка в час при заправке старых головок, шт.	60—100	60—100	—	—	50—100	60—100	30—55

4. Станки Сулливан

Американские бурозаправочные станки Сулливан изготавливаются двух типов и известны под марками А и С (фиг. 78). Они представляют



Фиг. 78. Бурозаправочные станки Сулливан:

а — марки А и б — марки С, 1 — горизонтальный молоток, 2 — обычный молот, 3 — вертикальный пневматический молоток.

собой комбинацию двух пневматических молотков: вертикального и горизонтального, и обжимного молота, работающих совершенно независимо друг от друга.

При насечке лезвия горизонтальным молотком 1 бур зажимается в матрицах обжимного молота 2.

Обработка и калибровка боковых граней головки производится при помощи вертикального пневматического молотка 3.

Управление станком осуществляется посредством рукоятки и ножной педали, расположенных с левой стороны станка. При заправке бур нужно держать в правой руке и управлять станком левой рукой и левой ногой, что усложняет движения рабочего, быстрее утомляет его и снижает производительность. Горн для нагрева буров должен устанавливаться с правой стороны от станка.

Станки марки А применяются на рудниках с большой потребностью в бурах. Они допускают заправку головок диаметром до 90 мм, при максимальной толщине стали в 38 мм.

Станки марки С (фиг. 78, б) принципиально ничем не отличаются от станков марки А и имеют лишь меньшие размеры и меньший вес. Они легки и удобны для перевозки и предназначаются главным образом для дорожных и строительных работ. Максимальный размер заправляемых головок 65 мм при толщине стали в 25 мм.

Технические характеристики станков Суливан марок А и С приведены в табл. 18.

5. Матрицы и набойники к бурозаправочным станкам

При заправке головки бура сталь зажимается в разъемных втулках, называемых матрицами и имеющими внутреннюю коническую выточку (фиг. 79, а) с уклоном в 14° . Для каждого сорта стали по толщине ее и форме поперечного сечения должны быть изготовлены и соответствующие матрицы различных размеров и различной формы: с круглым, шестигранным, восьмигранным или другой формы каналом.

Каждая пара матриц служит для заправки головок определенных размеров; например от 32 до 44 мм, от 44 до 56 мм, от 56 до 68 мм и т. д. Когда сталь вложена и заята в матрицах, то между верхней и нижней половинами матриц должен оставаться небольшой зазор.

Насечка лезвия головки бура производится на боковой поверхности (фиг. 79, б), который вставляется в концевую втулку горизонтального пневматического молотка и удерживается в нем пружиной, входящей в выточку набойника. Торцевая часть набойника имеет форму, обратную форме головки.

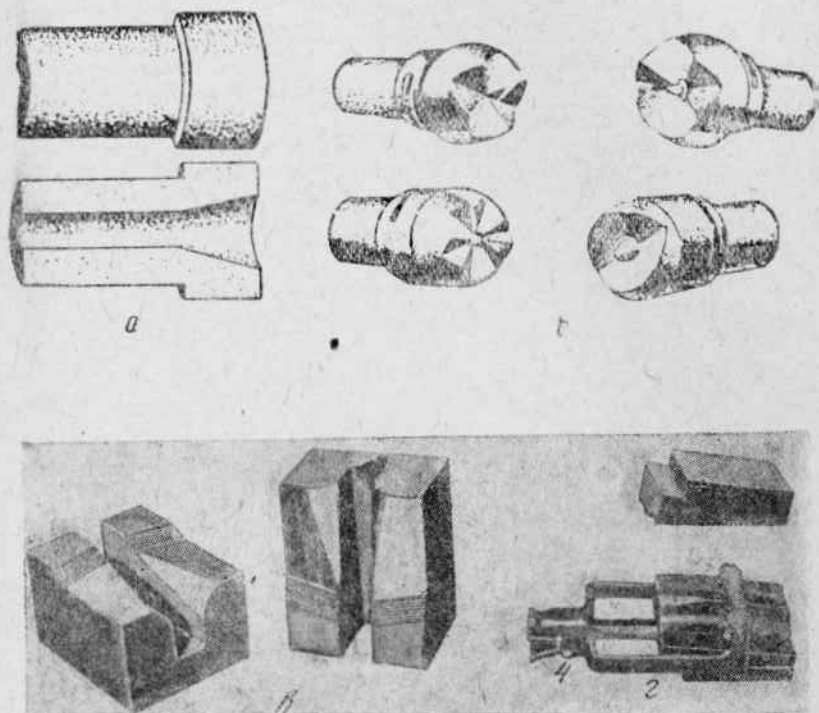
Каждый набойник может служить для заправки головок только одного определенного размера, причем диаметр набойника при заправке буров с двойным уклоном (14° и 5°) должен быть на 1,5—3 мм больше диаметра соответствующей головки.

Обработка боковых граней головки бура производится при помощи так называемых формовиков. Для заправки головок крестовой формы формовики представляют собой штамп, состоящий из двух симметричных половин, которые при наложении одной на другую имеют свободное пространство крестовидного сечения (фиг. 79, в).

Двухконусность уклона боковых граней и точный размер головки по диаметру придает ей при помощи специальных ка-

либровочных штампов (фиг. 79, г), состоящих из двух половин, одна из которых укрепляется в крестовине, а вторая — на наковальне.

Каждая половина штампа имеет по две симметричных вогнутых поверхности. Когда обе половины установлены точно одна над другой, то угол между их вогнутыми поверхностями составляет 10° .



Фиг. 79. Матрицы для круглой стали, набойники для крестовых звездчатых (а) и долотчатых головок (б), формовники для крестовых головок (в) и калибровочные штампы (г).

Нижняя половина штампа имеет передвижную направляющую рамку 1 с упором для головки бура 2 и неподвижную, градуированную зубчатую рейку 3. Рамка снабжена пружинным замком 4, который позволяет закрепить ее на любом делении рейки и установить упор 2 вдоль оси штампа в определенном положении, соответствующем тому или иному диаметру головки. На градуированной рейке нанесены две шкалы: одна для калибровки через 1,5 мм, другая — через 3 мм.

Матрицы для заправки хвостовиков также состоят из двух симметричных половин, внутренняя выточка в которых соответствует форме хвостовика.

6. Производительность бурозаправочных станков

Производительность бурозаправочных станков различных типов и марок изменяется в довольно широких пределах и зависит от следующих факторов: 1) конструктивного совершенства станка, 2) квалификации обслуживающего персонала, 3) организации нагрева и подачи буров к станку, 4) формы и размера заправляемых головок, 5) степени затупленности головок и 6) общей организации работ в бурозаправочной.

Сравнительные данные о производительности бурозаправочных станков различных типов и марок приведены в табл. 19.

Таблица 19

Производительность бурозаправочных станков

Тип и марка станка	Производительность в час			
	изготовление новых головок	заправка старых головок	изготовление хвостовиков	Средний 7-часовой смену при заправке старых головок
Лейнер IR-24	15—30	30—60	20—30	315
Лейнер IR-34	25—50	50—100	20—50	525
Лейнер IR-40	30—60	60—120	25—60	630
Лейнер IR-54	30—60	60—120	25—60	630
Лейнер IR-50	30—60	60—70	25—60	455—500
Клаймакс № 1	30—50	60—100	25—60	560
Клаймакс № 2	30—50	60—100	25—60	560
Холман № 15	40—80	50—120	30—60	600
Сулливан А	30—50	40—80	30—50	420
Сулливан С	10—15	25—35	10—15	200

Сменная производительность бурозаправочного станка может быть определена по формуле:

$$A = \eta k \frac{T \cdot 60}{t},$$

где A — сменная производительность станка, шт.

η — коэффициент использования станка по времени, учитывающий простои, связанные с переменной матриц, мелкими неполадками и проч.; при хорошей организации работ $\eta = 0,90 - 0,95$.

k — коэффициент, учитывающий сложность заправки предмета; для долотчатых головок $k = 1$; для крестовых — $0,83 - 0,85$; для звездчатых — $0,67 - 0,70$; для новых головок и хвостовиков $k = 0,50 - 0,55$;

T — продолжительность смены в часах;

t — время, затрачиваемое на заправку одной долотчатой головки в минутах. В зависимости от квалификации обслуживающего персонала t составляет от 0,5 до 1,0 минуты.

Производительность бурозаправочных станков в весьма значительной степени зависит от способа расположения оборудования

в бурозаправочной мастерской, от пропускной способности нагревательных приборов, причем особо серьезное значение имеет надлежущая сортировка буров перед заправкой.

7. Технологический процесс заправки и закалки буров и расположение оборудования в бурозаправочной мастерской

Технологический процесс заправки и закалки затупленных буров, поступающих из забоев в бурозаправочную мастерскую, состоит из пяти основных операций, а именно: 1) подготовительных работ, 2) заправки затупленных головок, 3) отжига заправленных головок, 4) закалки, 5) браковки и комплектования готовых буров.

1. Сущность подготовительных работ заключается в том, что поступающие в бурозаправочную мастерскую буры тщательно очищаются от породы и сортируются по длине, форме и размеру головок и размерам буровой стали, подбираются и устанавливаются в станке набойники и матрицы. К подготовительным работам также относится и заготовка стали для изготовления новых буров. Длинные прутья стали должны разрубаться в нагретом состоянии, причем нагревать следует только место разрубки. Рубить холодную сталь не следует, так как в месте отруба появляются мелкие, невидимые простым глазом, трещинки, которые приводят к выкрашиванию головки после заправки. Разрубка стали производится либо на бурозаправочном станке, если он снабжен разрубочными ножами, либо вручную, при помощи кузнечного зубила.

Заготовка обычно делается для самых длинных буров в комплекте, а остальные по мере снашивания перемещаются внутри комплекта.

2. Процесс заправки затупленной головки состоит из следующих шести последовательных операций: 1) нагрева перед заправкой, 2) пробивки отверстия бура, 3) штамповки бура в зажимных матрицах, 4) формовки головки в разрубочных матрицах, 5) калибровки головки бура в калибровочных матрицах и 6) пробивки и продувки канала бура.

Головки буров, перекаленные, пережженные или недокаленные при предыдущей заправке, должны обязательно обрубаться, так как в этих случаях сталь уже теряет нормальную структуру и восстановить ее очень трудно.

3. Процесс отжига заправленной головки состоит из двух операций: 1) нагрева до температуры на 20—30° выше критической и 2) медленного охлаждения в ящике с гашеной известью или песком. После охлаждения головка бура тщательно очищается от прилипших частиц охлаждающей среды.

4. Процесс закалки состоит из двух операций: нагрева головки до потери магнитных свойств и быстрого охлаждения в закалочной ванне с проточной водой. Если закалка производится без отжига, то после заправки бур должен полностью охладиться на воздухе (отжиг с охлаждением на воздухе) и перед закалкой нагреваться снова. Закалка головок сразу после заправки совершенно недопустима.

5. Готовые буры перед отправкой в забой осматриваются, и негодные оставляются для перезаправки. При браковке обращается внимание на правильность формы головки, на ее размеры и качество закалки. Размеры головки проверяются обычно по шаблону, представляющему собой железный лист с отверстиями, соответствующими диаметрам головок. Качество закалки может быть проверено ударом о чугунную плиту или о кусок твердой породы, причем бур, закаленный хорошо, не должен расплющиваться или выкрашиваться.

Если при заправке буров применяется цементация их, то она производится после отжига.

Изготовление и закалка хвостовиков состоит из следующих семи последовательных операций: обделки конца стержня, нагрева стали, пробивки канала, изготовления заплечика, отжига хвостовика, нагрева перед закалкой и закалки.

Расположение оборудования в бурозаправочной мастерской должно быть строго увязано с общей схемой технологического процесса заправки и закалки буров, причем должен быть соблюден принцип потока буров в одном направлении.

При размещении оборудования в мастерской необходимо учитывать, что нагревательная печь и бурозаправочный станок должны быть неразрывно связаны между собой и поэтому должны рассматриваться как один агрегат. При различных вариантах расстановки оборудования бурозаправочный станок должен быть всегда в одном и том же положении по отношению к нагревательной печи.

Размеры бурозаправочной мастерской по площади и высоте, а также конфигурация ее в плане определяются в зависимости от количества и размеров станков, нагревательных печей и другого оборудования с учетом максимальной длины заправляемых буров. Высота помещения во всяком случае не должна быть менее 4,5 м.

Когда объем работ по заправке и закалке буров сравнительно небольшой, то для нагрева бывает вполне достаточно иметь одну нагревательную печь, а при большом объеме работ для закалки рекомендуется иметь отдельную печь.

Для удаления заусенков, а также для заточки буров, армированных твердыми сплавами, в бурозаправочной мастерской должен быть точильный станок с наждачным кругом.

Бак для нефти, емкостью около 150 л, рекомендуется помещать на высоте 2—3 м над полом.

Здание бурозаправочной должно быть просторным и светлым и построено из огнестойкого материала.

§ 5. Долотозаправочные станки

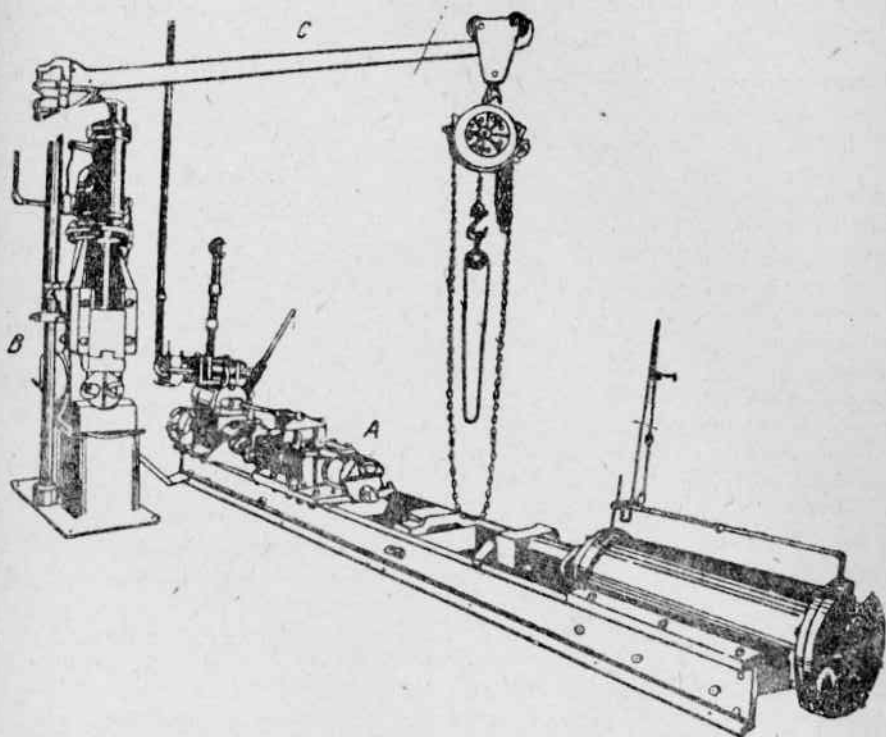
Процесс заправки затупленных долотьев для станков ударно-канатного бурения состоит из двух основных операций: 1) подсадки головки с одновременной штапковкой лезвия и 2) обжимки головки до требуемого размера с одновременной обделкой ее граней.

Обе эти операции производятся либо вручную, либо на долото-заправочных станках, которые, в зависимости от рода энергии, под-

разделяются на пневматические и электрические. К первым относятся станки «Джилль» и «Интерсоль-Ранд», а ко вторым — станки «Бьюсайрус».

1. Станок «Джилль»

Долотозаправочный станок «Джилль» (Gill) (фиг. 80 и 81) состоит из двух отдельных пневматических молотов, установленных на



Фиг. 80. Общий вид долотозаправочного станка «Джилль».

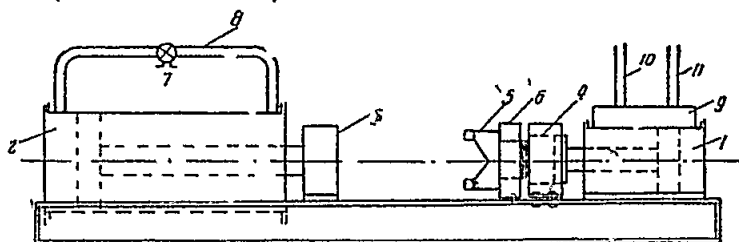
отдельных станинах и работающих совершенно независимо друг от друга.

На горизонтальном молоте *A* производится подсадка головки и штамповка лезвия, а на вертикальном *B* — обжимка головки и обработка граней ее.

Горизонтальный молот (фиг. 81) состоит из двух пневматических цилиндров: рабочего *1* и упорного *2*, установленных на длинной швеллерной станине. На конце штока упорного цилиндра укреплен упорная бабка *3*, которая может скользить вдоль станины. На штоке рабочего цилиндра укреплен ударная бабка *4*. Матрица *5* для подсадки головки и насечки лезвия помещается в направляющей втулке *6*.

При заправке долото зажимается между упорной бабкой и матрицей и удерживается в таком положении при помощи сжатого воздуха, действующего на поршень упорного цилиндра. Впуск и выпуск сжатого воздуха в ту или другую половину цилиндра осуществляется посредством ручного крана 7 на воздухопроводной трубе 8. Длина упорного цилиндра равна 1220 мм, вследствие чего имеется возможность заправлять как длинные, так и короткие долоты.

Рабочий цилиндр 1 представляет собой обычную пневматическую машину с золотниковым воздухораспределителем 9. Сжатый воздух



Фиг. 81. Схема горизонтального молота станка «Джилль».

1 — пневматический рабочий цилиндр, 2 — упорный цилиндр, 3 — упорная бабка, 4 — ударная бабка, 5 — матрица, 6 — направляющая втулка, 7 — ручной кран, 8 — воздухопроводная труба, 9 — золотниковый воздухо-распределитель, 10 — труба для подвода сжатого воздуха, 11 — выхлопная труба.

подводится по трубе 10, а отработанный выходит через выхлопную трубу 11.

Главнейшие эксплуатационно-технические данные и размеры горизонтального молота завода «Металлист» следующие: длина по станине 5325 мм, ширина 530 мм, высота 800 мм, вес 2300 кг, диаметр воздухопроводной трубы 50 мм, необходимое давление воздуха 5—6 ат, расход воздуха 6 м³/мин, число ударов ударной бабки в минуту 250, максимальная длина заправляемых долотьев — 1800 мм.

Вертикальный молот В (фиг. 80) по своей конструкции напоминает обычный паровой или пневматический молот и служит для обжимки головки и обработки граней. Рабочий цилиндр его укреплен на вертикальной стойке. На конце штока имеется ударная бабка, скользящая в направляющих. В гнездо этой бабки вставляется верхняя половина штампа, а нижняя половина его помещается на наковальне. Управление станком осуществляется при помощи ножной педали.

Для облегчения переноски долотьев от горна к обоим молотам и к закалочной ванне на стойке вертикального молота имеется консольный кран С с передвижной талью (см. фиг. 80).

Для обслуживания станка требуется 2 человека, которые за семичасовую смену заправляют в среднем 26—30 долотьев диаметром 150 мм.

Достоинство долотозаправочного станка «Джилль» заключается в том, что он, помимо облегчения труда и повышения производительности заправщиков, значительно улучшает качество заправки. При хорошей организации нагрева долотьев на нем можно сравнительно легко заправлять до 40—50 долотьев в смену. Однако в конструктивном отношении станок Джилль является самым несовершенным из всех существующих в настоящее время станков этого рода. Главнейшие недостатки его сводятся к следующему:

1) Полная заправка производится на двух отдельных молотах. При переноске долота с горизонтального молота в вертикальный затрачивается довольно много времени, в течение которого долото охлаждается и обычно требуется вторичное нагревание.

2) При подсадке головки и штамповке лезвия на горизонтальном молоте сила ударов передается на всю длину долота, вследствие чего качество стали ухудшается.

3) Обработка боковых граней головки на вертикальном молоте недостаточно точна, и для того, чтобы строго выдержать размеры головки по диаметру, требуется ручнаяковка.

4) По габаритным размерам станок очень громоздкий и занимает много места в долотозаправочной мастерской.

5) Станок может применяться только на тех рудниках, где имеется воздушно-силовое хозяйство.

2. Станок «Ингерсоль-Ранд»

Долотозаправочный станок американской фирмы Ингерсоль-Ранд марки WD по конструкции представляет собой обычный бурозаправочный станок Лейнера, но несколько больших размеров (фиг. 82). Принцип работы его совершенно тот же, что и станка Лейнера, введены лишь некоторые незначительные изменения в конструкции крестовины, поэтому описание станка WD не приводится.

Техническая характеристика его следующая: диаметр заправляемых долотьев до 200 мм, ход крестовины — 150 мм, наибольший диаметр основания станка 1015 мм, диаметр воздухопровода 50,8 мм, общие размеры станка: длина — 1525 мм, ширина — 1220 мм, высота — 1460 мм, вес станка — 2920 кг, необходимое давление воздуха — 5,9—7 ат.

Станок марки WD приспособлен для заправки старых и для изготовления новых головок долотьев. Из всех существующих в настоящее время долотозаправочных машин станок «Ингерсоль-Ранд» является наиболее совершенным. Его преимущества по сравнению с машиной «Джилль» заключаются в следующем:

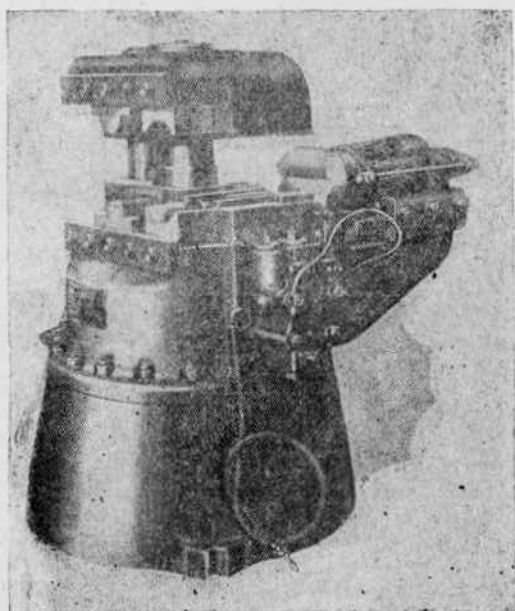
1) Полная заправка долота производится на одном агрегате и осуществляется с одного нагрева.

2) При подсадке головки и при штамповке лезвия сила удара от горизонтального молотка передается только головке, а не по всей длине долота, как на станке «Джилль».

3) Габаритные размеры станка невелики, и следовательно для него не требуется большой площади в долотозаправочной мастерской.

4) Устройство штампов просто, в связи с чем они имеют большую прочность и долговечны.

5) При хорошей организации нагрева станок может дать производительность значительно большую по сравнению с производительностью машины «Джиль».



Фиг. 82. Долотозаправочный станок «Ингерсоль-Ранд» марки WD.

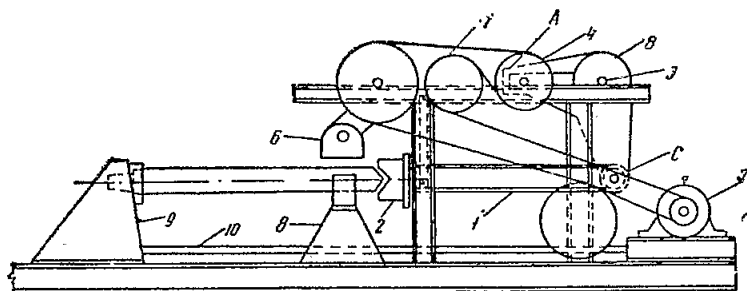
3. Станок Бьюсайрус

В отличие от станков «Джиль» и «Ингерсоль-Ранд» станок «Бьюсайрус» приводится в действие не пневматическим, а электрическим двигателем, который в случае необходимости может быть заменен также и двигателем внутреннего сгорания, что значительно расширяет условия применения таких станков. Станки «Бьюсайрус» строятся двух размеров, под марками №№ 8 и 12, причем наиболее распространенным является последний. По типу станка № 12 осваивается также производство советских электрических долотозаправочных станков.

Высадка головки и штамповка лезвия долота на станке «Бьюсайрус» № 12 (фиг. 83) производится посредством радиально-эксцентрикового горизонтального молота, представляющего собой массивную штангу 1, на одном конце которой укреплен набойник 2, а второй соединен шарнирно с нижним концом жесткого коленчатого рычага ABC, насаженного на валу 3. При вращении шкива 4, приводимого в действие ременной передачей от электромотора 5, ко-

ленчатый рычаг *ABC* приходит в качательное движение на валу 3, вследствие чего штанга 1 с набойником 2 приобретает возвратно-поступательные перемещения вправо и влево. Набойник делает около 500 ударов в минуту.

Обжимка головки и точная калибровка ее по диаметру производится при помощи второго радиально-эксцентрикового молота, снабженного штампом 6. Этот молот приводится в движение от шкива 7 и делает также около 500 ударов в минуту.



Фиг. 83. Схема устройства станка «Бьюсайрус» № 12.

1 — подвижная штанга, 2 — набойник, 3 — вал, 4 и 7 — шкивы, 5 — электромотор, 6 — штамп, 8 — наковальня, 9 — буфер, 10 — винтовая тяга.

При заправке обрабатываемый конец долота покоится на наковальне 8, а противоположный упирается в подвижной буфер 9, который с помощью винтовой тяги 10 может перемещаться вдоль станины, благодаря чему имеется возможность заправлять долотья длиной от 750 до 2400 мм.

Краткая эксплуатационно-техническая характеристика станка «Бьюсайрус» № 12 следующая:

Диаметр заправляемых долот	от 125 до 300 мм
Длина заправляемых долот	от 750 до 2400 »
Мощность мотора	15 л. с.
Число оборотов вала мотора в минуту	1200
Диаметр моторного шкива	225 мм
Ширина приводного ремня	200 »
Общая длина станка	6465 »
Общая ширина станка	690 »
Наибольшая высота	1975 »
Вес станка с мотором	4275 кг

Основное преимущество станков «Бьюсайрус» состоит в том, что они приводятся в действие от электрического, а в случае надобности, и от газолинового двигателя, что делает их совершенно независимыми от наличия определенного рода энергии.

К недостаткам их следует отнести большую громоздкость и невысокую производительность. Так, по данным фирмы, машина № 8 заправляет около 12 долотьев в смену, при диаметре их 150 мм, а машина № 12 — до 20 долотьев, при диаметре 200—300 мм. Следует, однако, отметить, что при хорошей организации нагрева произ-

водительность станков «Быюсайрус» может быть увеличена не менее чем в 3 раза по сравнению с ручной заправкой.

Из всех существующих долотозаправочных станков наиболее компактным и вместе с тем наиболее производительным является станок «Ингерсоль-Ранд» марки WD.

Станки «Быюсайрус» и «Джигль» по производительности почти равны, но первый технически является более совершенным и должен занимать первое место после станка «Ингерсоль-Ранд».

При выборе способа заправки необходимо считаться не только с экономическими преимуществами каждого из них, но и с факторами технического характера, учитывая, что механическая заправка, независимо от типа станка, имеет следующие достоинства:

1) При бурении правильными, точно и однообразно заправленными долотьями, производительность повышается на 30—40%.

2) Прихватывание или застревание инструмента в скважине вследствие неправильности или неточности заправки долота почти совершенно исключается, поэтому простои, связанные с ловильными работами, значительно уменьшаются.

3) Многократные нагревы и охлаждения при ручной заправке приводят к выкрашиванию стали и вызывают необходимость довольно частых отсечек головки долота, а при механической — они сводятся до минимума, в связи с чем расход стали уменьшается.

4) Вследствие более высокого качества и большей точности механической заправки по сравнению с ручной, количество затупляемых долотьев на 1 пог. м скважины значительно уменьшается.

При выборе типа долотозаправочного станка необходимо прежде всего считаться с потребным количеством заправленных долотьев в смену или в сутки и наличием того или иного вида энергии.

Потребность в заправленных долотьях определяется, в зависимости от количества затупляемых долотьев на 1 пог. м скважины в данных условиях бурения, от сменной производительности бурового станка и от количества одновременно работающих станков.

$$A_0 = l_0 n m,$$

где A_0 — потребное количество заправленных долот на 1 смену;

l_0 — сменная производительность бурового станка в пог. м;

n — количество одновременно работающих буровых станков;

m — количество затупляемых долотьев на 1 пог. м скважины в данных условиях бурения.

Полное потребное количество долотьев для участка, карьера или рудника в целом следует брать в два-три раза больше против сменной потребности, так как при нормальных условиях работы в начале каждой смены одна партия долотьев должна быть на станках, вторая в долотозаправочной и третья — в прямом и обратном пути между станками и долотозаправочной мастерской.

4. Расположение оборудования в долотозаправочной мастерской

При расстановке оборудования в долотозаправочной мастерской необходимо придерживаться того же принципа, что и при оборудо-

довании бурозаправочной, т. е. движение потока долотьев должно идти в одном направлении.

Для облегчения работы заправщиков при перемещении долотьев от одного агрегата к другому, мастерская должна быть оборудована подъемными приспособлениями, простейшими из которых являются, например, настенные и мачтовые краны.

В хорошо оборудованных долотозаправочных мастерских, нагрев долотьев перед закалкой производится в соляных ваннах. Обращение с ними не всегда безопасно, так как при извлечении долота из ванны приходится очень часто разбивать ломом толстую корку застывшей на поверхности ванны соли, что в случае невнимательного или неосторожного отношения со стороны каменщика к этой операции может привести к выбросу расплавленной соли и причинить ожоги лицам, не имеющим непосредственного отношения к закалке. Чтобы избежать этого, соляные ванны необходимо устанавливать в отгороженном от заправочной помещении.

На фиг. 84, а представлена примерная схема размещения агрегатов в долотозаправочной мастерской, оборудованной соляными ваннами для нагрева долотьев перед закалкой и долотозаправочными станками «Ингерсоль-Ранд», марки WD. Пропускная способность мастерской около 80—100 долотьев в смену.

Мастерская разделена на два отделения: заправочное и закалочное. Затупленные долотья доставляются в мастерскую на платформах по рельсовому пути и укладываются на стеллажи 1; отсюда при помощи мачтовых кранов 2 они переносятся в пятикамерные коксовые нагревательные печи 3, а затем в долотозаправочные станки 4.

Заправленные долотья грузятся на платформу и перевозятся в закалочное отделение или, если в нем нет места, укладываются на стеллажи 5. В закалочном отделении заправленные долотья помещаются на стеллажах 6, с которых они берутся мачтовыми кранами 2 и подаются в соляные ванны 7, а затем после нагрева — в водяные ванны 8.

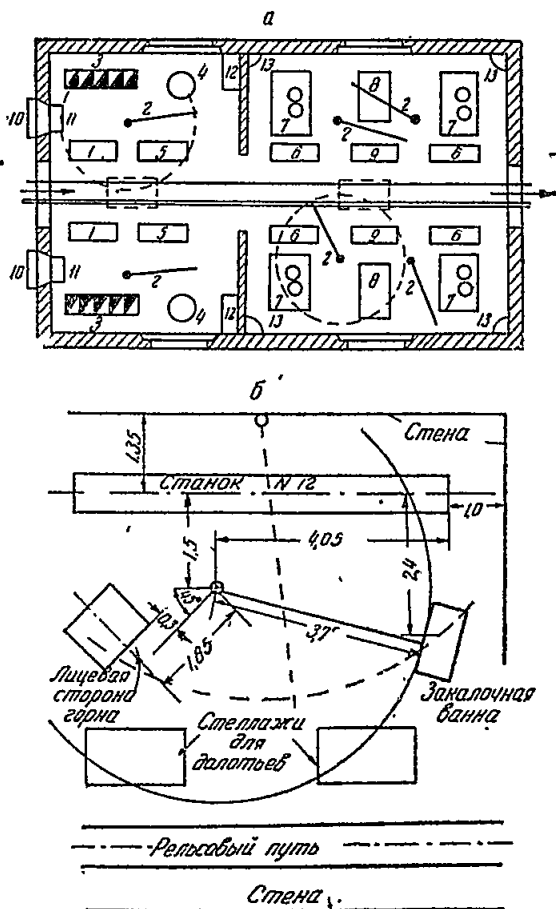
Закаленные долотья укладываются на стеллажи 9, а затем грузятся на платформы и отправляются к местам работ.

Кокс для нагревательных печей подается по желобам 10 и хранится в ящиках 11. Для инструмента и запасных частей установлены шкафы 12. В углах закалочного отделения помещены нефтяные ванны 13. Мастерская должна быть снабжена всей необходимой контрольно-измерительной аппаратурой.

В приведенной схеме размещении сохраняется принцип потока долотьев в одном направлении и достигается независимость работы одних агрегатов от других.

При применении долотозаправочных станков и горнов «Бюсай-рус» фирма рекомендует размещать оборудование в мастерской так, как показано на схеме (фиг. 84, б). Станок марки № 12 устанавливается вдоль стены. Нагревательная печь осью симметрии повернута по отношению к станку под углом в 45° , вследствие чего станок находится вне сферы теплоизлучения из загрузочного отверстия печи, и работа заправщика облегчается.

Переноска долотьев от одного агрегата к другому может производиться при помощи настенного крана с вылетом в 5 м или при помощи мачтового крана с вылетом 3,7 м.



Фиг. 84. Схемы долотозаправочных мастерских оборудованных: а—долотозаправочными станками «Ингерсоль-Ранд» марки WD; б—долотозаправочными станками «Вьюсайрус» марки № 12.

Мачтовый кран, имея меньший вылет, может, однако, обслуживать значительно большую площадь мастерской, поэтому предпочтительнее устанавливать и пользоваться им.

§ 6. Расходные коэффициенты при заправке буров и долотьев

1. Заправка валеных буров

Ввиду того, что точных норм расхода основных материалов при заправке буров и долотьев не установлено, для общей ориентировки при приблизительных подсчетах ниже приводятся практические данные по расходу буровой стали и других материалов.

Имеющиеся практические данные по расходу буровой стали чрезвычайно разнообразны и разноречивы и дают явно завышенные нормы расхода с пределами колебания от 0,055 до 0,120 кг на одну заправку. При рациональной постановке бурозаправочного дела средние потери стали на одну заправку при крестовых и долотчатых головках для рудника в целом не должны превышать 0,025—0,040 кг.

Расход сжатого воздуха, нефти и др. материалов приведен в табл. 20.

Таблица 20

Расход сжатого воздуха, нефти и других материалов на один заправленный бур

Операции при заправке	Расход на один бур					Буровая сталь на одну отсечку, г
	сжатый воздух, м ³	вода, л	нефть, г	олифа, г	буров. сталь (угар), г	
Заправка буров для перфораторов джек, телескопных и колонковых, в среднем	5,3	—	130	—	6,5	80
Заправка буров для перфорат. джек при диам. гол. 28—48 мм	4,5	—	94	—	5,5	57
Заправка буров для телескоп. перф. при диам. гол. 30—55 мм	5,4	—	116	—	7	75
Заправка буров для колонков перфор. при диам. гол. 40—65 мм	8,5	—	175	—	9	110
Изготовление новых головок буров (средние данные)	12,8	—	280	—	8	—
То же, для перфор. типа джек	9,4	—	210	—	6,6	—
То же, для телескопных перфор.	13,3	—	290	—	8,5	—
То же, для колонковых перфорат.	19,8	—	435	—	11	—
Заправка хвостовиков для колонковых перфораторов	6,3	—	130	—	3,5	—
То же, для телескопных перфораторов	3,0	—	97	—	1,8	—
То же, для перфораторов джек	3,3	—	68	—	2	—
Закалка головок буров	—	1,5	—	—	—	—
Закалка хвостовиков (в среднем)	—	—	—	13	—	—

Расход смазочных, обтирочных и других материалов:

Веретенного масла на один бурозаправочный станок	300 г в смену
Смазочного масла «Валор» на один бурозаправочный станок	80 г в сутки
Керосина	4 кг в месяц
Обтирочных материалов	3 кг в месяц
Угля древесного на простой кузнечный горн	25 кг в смену
Мыла на одного рабочего	0,2 кг в месяц

2. Армирование буров победитами

Потребность рудника в твердых сплавах на определенный промежуток времени может быть определена по формуле, предложенной Союзтвердосплавом (инж. Бакуль и Кравцов):

$$Q_r = \frac{N_0 0,5}{1000}$$

где Q_T — потребное количество твердых сплавов в кг на определенный промежуток времени;

N_p — количество заправок каменных буров на тот же промежуток времени;

0,5 — коэффициент, полученный из расчета, что победитовый бур от заточки до заточки заменяет 25 заливок каменных буров с расходом в 12,5 г твердого сплава на одну заточку, с учетом потерь вследствие излома; следовательно, одна заливка каменного бура эквивалентна расходу твердого сплава: $12,5 : 25 = 0,5$ г.

Потребность во вспомогательных материалах на армировку победитами ста буров определяется примерно в следующих количествах: меди для пайки — 0,75 кг, буры — 0,50 кг; нефти для высадки головки и пайки — 150 л; кругов «карборунд экстра» для изготовления и всех заточек до полной амортизации ста буров — 20 кг; кругов обдирочных — 15 кг.

3. Заправка долотьев

В практике станкового бурения при разработке рудных месторождений учет расхода буровой стали ведется в большинстве случаев неудовлетворительно.

По некоторым американским данным расход стали на одну заливку, с учетом отсечек нерабочей части долота, идущей в отходы, колеблется в пределах от 270—300 до 400 г.

На Высокогорском железном руднике в 1933/34 г. расход стали без учета нерабочей части долотьев составлял 128 г на одну заливку. Определение велось следующим образом: все долотья, находящиеся в работе, были взвешены два раза с промежутком в 16 месяцев. Количество заливок за это время составляло 3321, а разность в весе долотьев — 424 кг. Если учесть нерабочие части долотьев: конус, шейку, квадрат и 150—200 мм рабочей части, которые не могут быть использованы, то полный расход стали на одну заливку составит в среднем около 200—250 г; каждое долото при диаметре 150—200 мм при этом может быть заправлено 150—170 раз.

Расход материалов и энергии при заливке долотьев определяется в зависимости от типа применяемого долотозаливочного станка и нагревательной печи.

РАЗДЕЛ II

ЭКСКАВАЦИЯ

В настоящем разделе рассматриваются погрузочно-добычные механизмы, к числу которых относятся: 1) одноковшовые экскаваторы револьверного типа, 2) башенные экскаваторы, 3) канатно-скреперные установки, близкие по принципу работы к башенным экскаваторам и 4) многоковшовые экскаваторы.

ГЛАВА V

ОДНОКОВШЕВЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

§ I. Классификация одноковшовых экскаваторов

В основу классификации одноковшовых экскаваторов принимают: 1) род силовой установки, 2) степень поворотности верхней платформы или поворотного круга, 3) тип ходового устройства и 4) конструкцию рабочего оборудования.

По роду силовых установок, применяемых на экскаваторах, последние подразделяются на: 1) паровые, 2) электрические, 3) с двигателями внутреннего сгорания и 4) дизель-электрические.

По степени поворотности верхней платформы или поворотного круга одноковшовые экскаваторы делятся на два типа: 1) револьверные или полноповоротные, у которых верхняя рама с установленным на ней рабочим оборудованием поворачивается на полную окружность, и 2) неполноповоротные, у которых поворотный круг вместе с рабочим оборудованием поворачивается только на $180-270^\circ$.

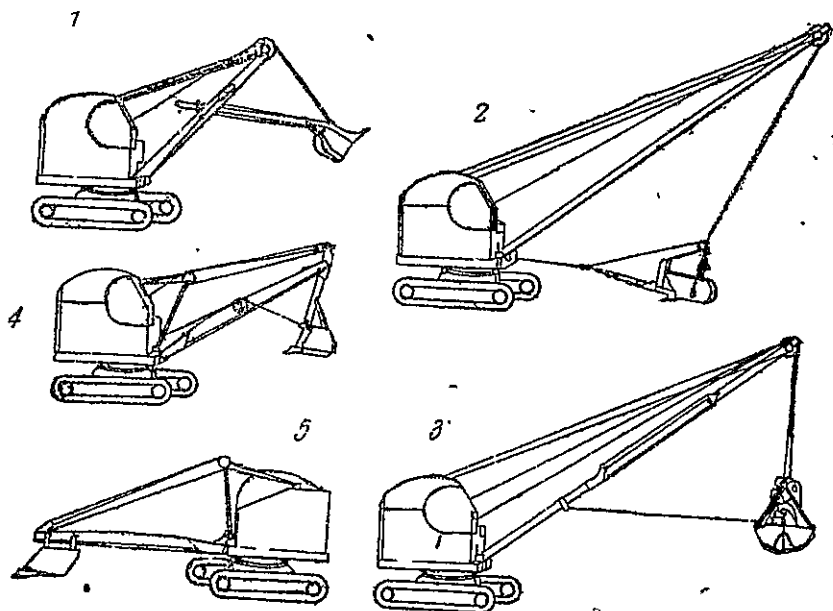
По типу ходового устройства экскаваторы разделяются на 1) гусеничные, 2) железнодорожные (рельсовые), 3) шагающие.

По конструкции рабочего оборудования, состоящего из ковша, ковшевых рычагов или заменяющих их канатов и стрелы, одноковшовые экскаваторы делятся на пять типов (фиг. 85):

1) механические лопаты, 2) драглайны, 3) грейферы, 4) дитчеры (канавокопатели, или так называемые обратные лопаты) и 5) скimmers (струги).

По мощности или по емкости ковша, хотя в известной мере и условно, одноковшовые экскаваторы подразделяются на три типа:

1) Малые универсальные экскаваторы с ковшами емкостью от 0,2 до 1,5 м³, которые допускают сравнительно быструю перемену одного вида рабочего оборудования на другое и могут работать как механическая лопата, как драглайн, грейфер, как дитчер, скиммер и, кроме того, как кран, свайный молот и бак-филлер (канавозасыпатель).



Фиг. 85. Основные типы рабочего оборудования одноковшевых экскаваторов:

1 — механическая лопата, 2 — драглайн, 3 — грейфер, 4 — дитчер (канавокопатель), 5 — скиммер (струг).

2) Полууниверсальные экскаваторы скального типа с ковшами емкостью от 1,5 до 12 м³, которые строятся с рабочим оборудованием трех видов: 1) механической лопаты, 2) драглайна и 3) грейфера.

3) Мощные вскрышные экскаваторы с ковшами емкостью от 12 до 27 м³. Эти экскаваторы в большинстве случаев применяются с рабочим оборудованием механической лопаты и режее (при емкости ковша 18—20 м³) с оборудованием драглайна.

Из всех типов экскаваторов с различными видами рабочего оборудования в горном деле наибольшее распространение имеет механическая лопата револьверного типа, как наиболее универсальная в отношении условий применения; второе место занимает драглайн и третье — грейфер. Экскаваторы с рабочим оборудованием дитчера и скиммера применяются в очень редких или даже в исключительных случаях.

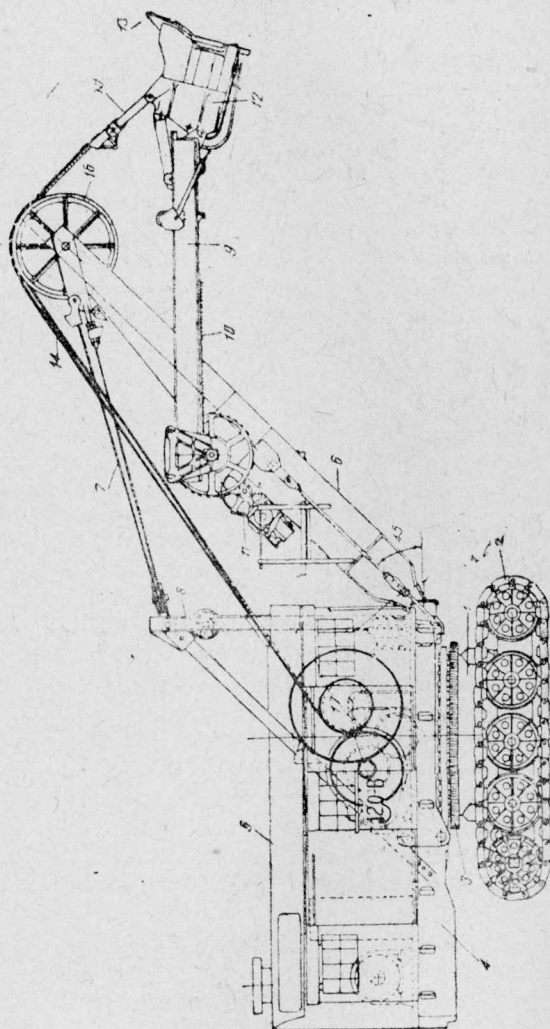
§ 2. Общее устройство одноковшевого экскаватора

Одноковшевый экскаватор револьверного типа (фиг. 86) состоит из трех главных частей: 1) главной рамы вместе с ходовым устройством, 2) поворотной платформы с установленными на ней силовым оборудованием и трансмиссиями и 3) рабочего оборудования из стрелы, с помещенными на ней напорным механизмом, рукоятки и ковша.

Главная рама 1 установлена на гусеничном ходу 2. В верхней части она закачивается опорным зубчатым венцом 3, представляющим собой шестерню большого диаметра, укрепленную наглухо с главной рамой. В центре рамы имеется втулка для вертикального вала, который служит осью вращения поворотной платформы 4.

Механическая лопата имеет четыре основных механизма: 1) подъемный, служащий для подъема ковша, 2) поворотный, служащий для поворота корпуса экскаватора с рабочим оборудованием от места черпания к месту разгрузки ковша, 3) напорный — для изменения величины вылета ковша при черпании и при разгрузке и 4) ходовой — для перемещения всего экскаватора вслед за подвиганием забоя, а также для перехода из забоя в забой или с одного участка работы на другой.

Подъемный и поворотный механизмы, а также силовое оборудование, состоящее из моторгенераторной, паросиловой, дизельной



Фиг. 86. Полноповоротная механическая лопата.

или дизельэлектрической установки полностью размещены на поворотной платформе, а напорный механизм — на стреле.

На малых универсальных экскаваторах с ковшами емкостью от 0,2 до 1,0 м³ все механизмы обычно приводятся в действие от одного общего двигателя.

На полуниверсальных экскаваторах скального типа поворотный и напорный механизмы приводятся в действие индивидуальными двигателями, а подъемный и ходовой — одним общим. На мощных вскрышных экскаваторах подъемный и ходовой механизмы иногда снабжаются также индивидуальными двигателями.

Для защиты механизмов и силовой установки от непогоды на поворотной платформе установлена кабина 5. К передней части платформы укреплен шарнирно стрела 6. Она удерживается под углом 45—60° к горизонту с помощью канатных растяжек 7, укрепленных к А-образной раме 8.

На стреле подвешена ковшевая рукоять 9, состоящая из одного или двух отдельных рычагов с зубчатыми рейками 10, которые сцепляются с шестернями напорного механизма 11. К концу рукоятки укреплен ковш 12, передняя стенка его снабжена зубьями 13.

Подъемный канат 14 одним концом укреплен к коромыслу ковша 15, другой его конец перекинут через головной блок стрелы 16 и намотан на барабан подъемной лебедки 17.

Кабина экскаватора вместе со стрелой и установленными на ней механизмами может поворачиваться вокруг вертикальной оси на полную окружность, поэтому такие экскаваторы называются полноповоротными или револьверными. Для этого вертикальный вал поворотного механизма, установленного в передней части кабины, пропущен сквозь поворотную платформу, и на нижнем колце его пасажена на шпонке малая цилиндрическая шестерня, сцепляющаяся с большой шестерней 3. При вращении вертикального вала поворотного механизма малая цилиндрическая шестерня обегает вокруг шестерни 3, вследствие чего происходит поворот всей кабины вместе со стрелой.

Несмотря на большое разнообразие типов и моделей одноковшевых экскаваторов, выпускаемых советскими и иностранными заводами, принцип работы всех их совершенно одинаков, различия заключается лишь в устройстве тех или иных деталей, важнейшие и наиболее типичные из которых и рассматриваются ниже.

§ 3. Детали одноковшевых экскаваторов

1. Главная рама

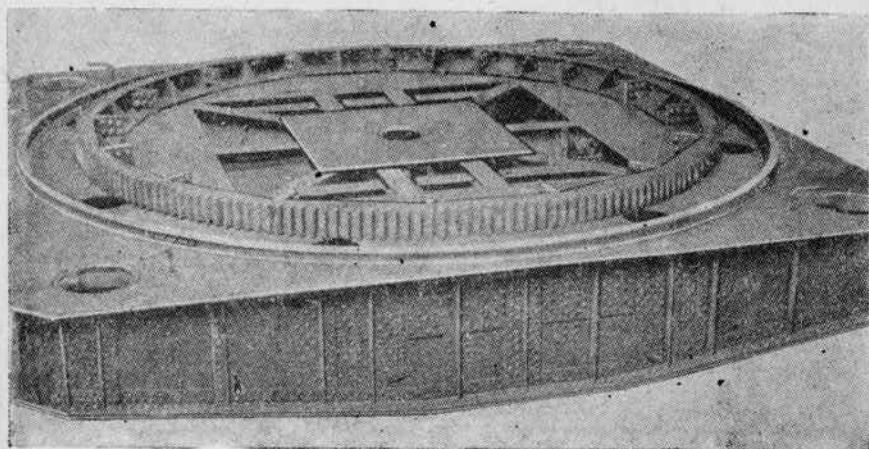
Главные рамы одноковшевых полноповоротных экскаваторов бывают трех типов: 1) клепаные, 2) литые и 3) сварные.

Клепаная рама (фиг. 87) состоит из двух продольных и двух поперечных клепаных балок, соединяющихся в виде прямоугольника или квадрата. На экскаваторах малых размеров эти балки делаются простыми, а на больших равного сопротивления — как показано на фиг. 87.

Чтобы придать раме возможно большую прочность и жесткость, основные или наружные балки соединяются между собой внутренними дополнительными балками, разделяющими внутреннее пространство рамы на несколько отсеков. Сверху рама покрывается толстыми стальными листами, на которых укрепляется наглухо опорный зубчатый венец.

Клепанные рамы прямоугольной или квадратной формы применяются на экскаваторах с колесным или гусеничным ходом. На экскаваторах с шагающим ходом главная рама имеет круглую форму.

Основной недостаток клепанных рам заключается в сравнительно малой прочности заклепочных соединений, вследствие чего через несколько лет работы рама требует довольно частых ремонтов.



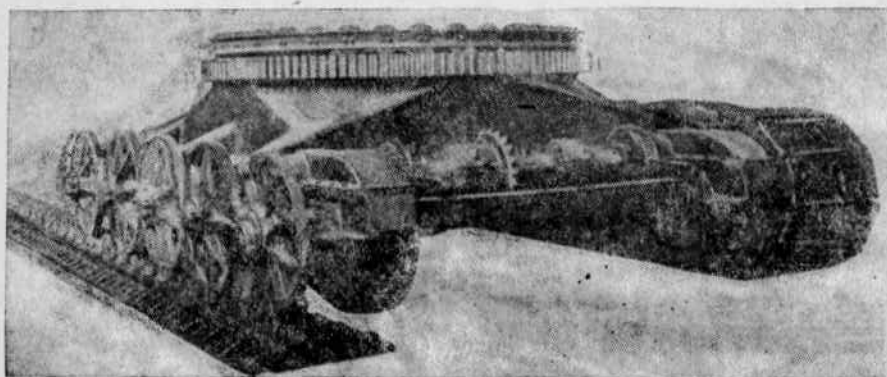
Фиг. 87. Клепаная рама квадратной формы для экскаватора с ковшом емкостью 12 м³.

Правда, эти ремонты не так сложны и ослабленные места могут быть усилены новыми заклепками, болтами или так называемыми заклепко-болтами, т. е. когда конец болта после завинчивания гайки расклепывается.

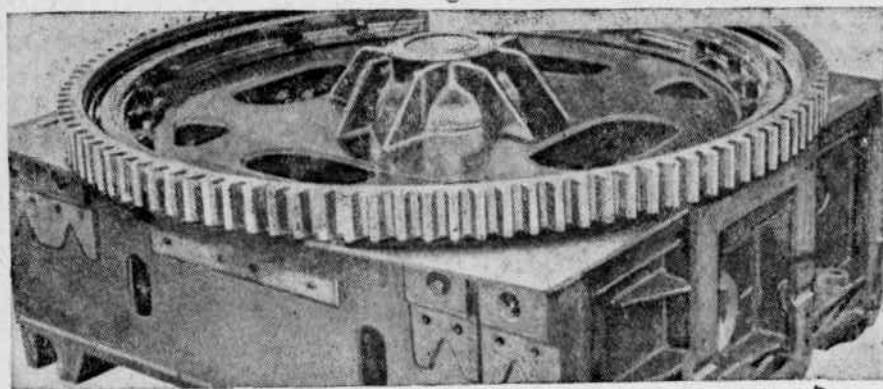
Литые рамы (фиг. 88) более прочны и, в случае доброкачественной отливки, не требуют ремонтов до полной амортизации экскаватора. Однако в случае образования в них трещин ремонт их значительно сложнее, часто не достигает цели, и поэтому поврежденную раму приходится заменять новой. Кроме того литые рамы значительно тяжелее и дороже клепанных.

За последние годы в тяжелом машиностроении весьма широкое распространение получила электросварка. Сварные рамы (фиг. 89) по внешнему виду напоминают клепанные, однако они обладают значительно большей прочностью, а поэтому более надежны в работе. Кроме того они имеют значительно меньший вес по сравнению с другими типами рам, а восстановительный ремонт их несложен

и вполне надежен. В связи с этим на экскаваторах новейших моделей в большинстве случаев устанавливаются электросварные рамы из углеродистой или легированной стали.



Фиг. 88. Литая рама экскаватора с ковшом емкостью 3,05 м³.



Фиг. 89. Электросварная рама экскаватора с ковшом емкостью 1,90 м³.

2. Ходовое устройство

На одноковшевых экскаваторах применяются ходовые устройства трех видов, а именно: 1) железнодорожный ход, 2) гусеничный и 3) шагающий.

Железнодорожный ход на полноповоротных экскаваторах в последние годы почти полностью вытеснен гусеничным и сохранился лишь на экскаваторах устаревших моделей. Это объясняется тем, что гусеничный ход по сравнению с железнодорожным имеет следующие преимущества:

- 1) Нет надобности в рельсах и шпалах.
- 2) Отсутствует необходимость в укладке и наращивании рельсового пути, что позволяет значительно сократить штат рабочих ниж-

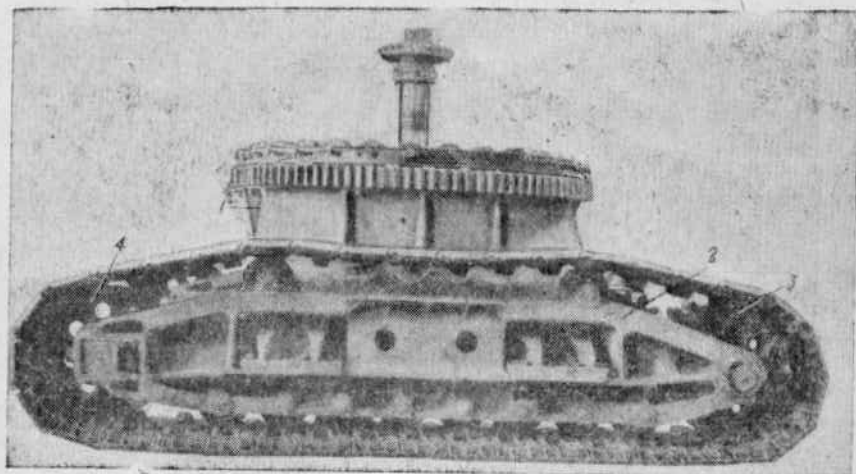
ней бригады экскаваторов или даже обходиться полностью без нижней бригады.

3) Затраты времени на передвижку экскаватора вслед за подвиганием забоя незначительны, благодаря чему производительность его увеличивается.

4) Упрощается перевод экскаватора с одного участка на другой, так как гусеничные экскаваторы могут передвигаться с помощью своей силовой установки на расстоянии до 50 км и более.

Гусеничный ход, в зависимости от его устройства, бывает двух видов: 1) малоопорный и 2) многоопорный.

Принципиальная сущность малоопорного гусеничного хода заключается в том, что главная рама опирается на гусеничную ленту посредством 4—5 пар колес одинакового диаметра, из которых задняя пара является ведущей, остальные поддерживающими.



Фиг. 90. Многоопорный гусеничный ход:

1 — главная рама, 2 — боковые рамы, 3 — ведущее колесо, 4 — направляющее колесо,

Устройство малоопорного гусеничного хода показано на фиг. 88. Ведущие колеса, на которые передается сила тяги, развиваемая двигателем, снабжены кулачками, расположенными по бокам обода, при помощи этих кулачков происходит сцепление ведущих колес с лентой.

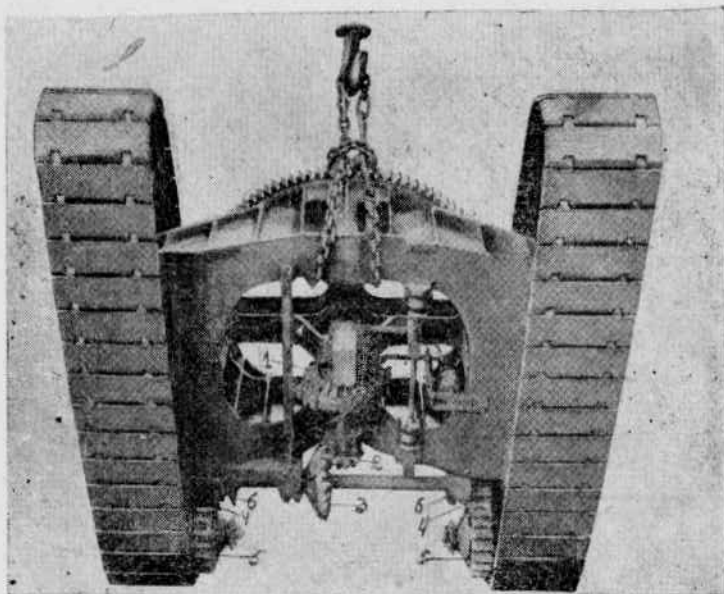
Достоинство малоопорного гусеничного хода в том, что он имеет небольшое число деталей, а поддерживающие оси расположены сравнительно высоко над землей и легко доступны для осмотра, ремонта и чистки, что особенно важно при работе на мягких и вязких породах, когда все ходовое устройство сильно загрязняется. Кроме того малоопорный ход лучше приспособлен к неровностям почвы.

Особенностью многоопорного гусеничного хода (фиг. 90) является то, что главная рама 1 опирается на гусеничные ленты посредством боковых рам 2, у каждой из которых имеется по одному ведущему 3 и по одному направляющему колесу 4, а между ними расположены опорные ролики небольшого диаметра.

Многоопорный гусеничный ход имеет то достоинство, что с помощью его вес экскаватора распределяется более равномерно на гусеничную ленту.

Ведущие колеса гусеничного хода того и другого типов приводятся в движение от подъемного двигателя экскаватора посредством ходовой передачи, расположенной под главной рамой, как показано на фиг. 91.

На одноковшевых экскаваторах применяются ходовые передачи трех видов, а именно: 1) зубчатая передача с продольным ведущим валом, т. е. расположенным вдоль главной рамы, параллельно гусеничным лентам (фиг. 92, а), 2) зубчатая передача с поперечным ведущим валом, расположенным поперек главной рамы перпенди-



Фиг. 91. Расположение ходовой передачи под главной рамой.

кулярно гусеничным лентам (фиг. 92, б) и 3) цепная передача с поперечным ведущим валом (фиг. 92, в).

Во всех перечисленных видах ходовых передач ведущий вал получает вращение от центрального вертикального вала, снабженного двумя коническими шестернями. Верхняя шестерня сцепляется с приводом двигателя, а нижняя — с ведущим валом ходовой передачи. Таким образом, всякая ходовая передача делится центральным вертикальным валом как бы на две части, одна из которых (нижняя) расположена под главной рамой, а вторая — на поворотной платформе.

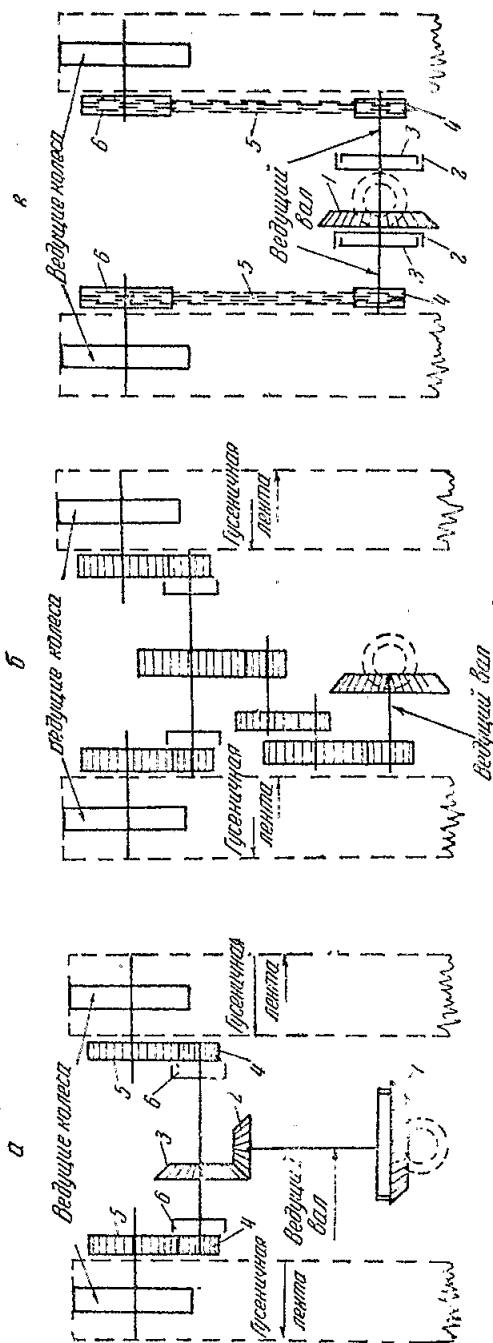
Нижняя часть ходовой передачи с продольным ведущим валом (фиг. 91 и 92, а) состоит из двух пар конических и двух пар цилиндрических зубчатых колес. Большая коническая шестерня ведущего

вала 1¹ с тыльной стороны имеет прилив, образующий гладкий цилиндрический обод для тормозной ленты ходового тормоза, с помощью которого ходовой механизм подтормаживается как во время работы экскаватора, так и при передвижениях его на уклонах. Малая коническая шестерня ведущего вала 2 сцепляется с большой конической шестерней 3, на одном валу с которой посажены две малые цилиндрические шестерни 4, сцепляющиеся с шестернями ведущих колес.

Во время работы экскаватора, а также при передвижениях вперед или назад, обе шестерни 4 сцеплены с шестернями 5, а при поворотах вправо или влево одна из шестерен 4 выключается путем перемещения ее вдоль вала с помощью рычага, соединенного с муфтой 6.

Ходовая зубчатая передача с поперечным ведущим валом (фиг. 92, б) состоит из одной пары конических и пяти пар цилиндрических зубчатых колес. Она значительно сложнее предыдущей и применяется преимущественно на экскаваторах небольших размеров.

Недостаток обоих видов зубчатых передач



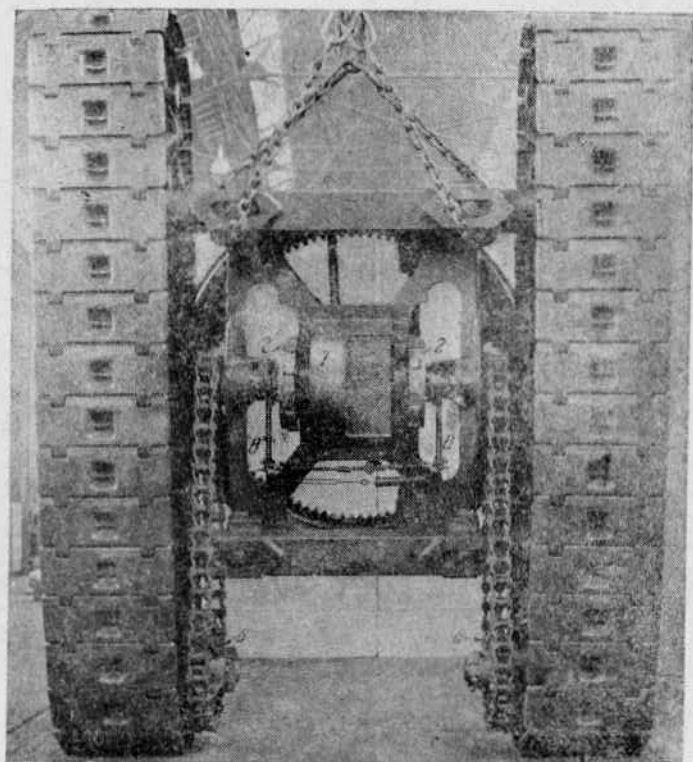
Фиг. 92. Кинематические схемы ходовых механизмов:

а — с продольным ведущим валом, б — с поперечным ведущим валом; 6 — цепная передача с поперечным ведущим валом.

¹ На фиг. 91 и 92, а одноименные детали обозначены одними и теми же цифрами.

заключается в их сравнительной сложности, невысоком к. п. д. и в неудобстве управления гусеницами, так как включение и выключение той или иной гусеницы производится обычно не из кабины, а с рабочей площадки — помощником машиниста, на что затрачивается довольно много времени.

Цепная ходовая передача ранее обычно применялась на экскаваторах небольшой мощности с ковшами емкостью 0,2—0,75 м³, однако в последние годы, в связи с широким использованием в ма-



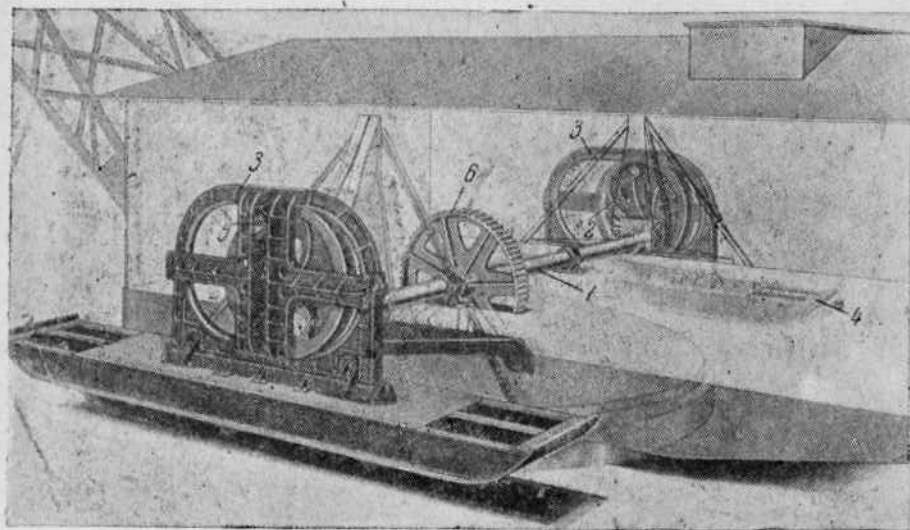
Фиг. 93. Общий вид цепной ходовой передачи

шиностроении высококачественных легированных сталей, она находит применение и на более мощных экскаваторах скального типа с ковшами емкостью до 3,0 м³.

Кинематическая схема цепной передачи показана на фиг. 92, а, а общий вид ее — на фиг. 93. Нижняя часть ее состоит из одной пары конических шестерен и двух пар цепных звездочек. Ведущий вал, расположенный поперек главной рамы, как бы разрезан на три части. На центральной части вала имеются большая коническая шестерня 1 и две тормозные кулачковые муфты 2—2, отлитые заодно с валом. На правой и левой частях вала посажены две сколь-

зашные сцепные муфты 3—3, входящие внутрь кулачковых муфт 2—2, и ведущие звездочки 4—4, которые посредством цепей 5—5 соединяются со звездочками ведущих колес 6—6.

Большая коническая шестерня 1 помещается в литом кожухе 7 (фиг. 93), который заполняется маслом. Скользящие муфты 3—3 при включении и выключении той или иной гусеничной ленты передвигаются вдоль ведущего вала посредством рычагов 8—8, соединенных через систему промежуточных тяг и двух гидравлических цилиндров с главным рычагом переключения ходового механизма, расположенного на поворотной платформе около кресла машиниста, с левой стороны. Это дает возможность машинисту управлять передвижением экскаватора в любом желаемом направлении без участия помощника с минимальной затратой времени на переключение муфт.



Фиг. 94. Общий вид шагающего ходового устройства:

1 — ведущий вал, 2 — эксцентриковые колеса, 3 — направляющие рамы, 4 — опорные башмаки, 5 — ползунки, 6 — большая шестерня ведущего вала.

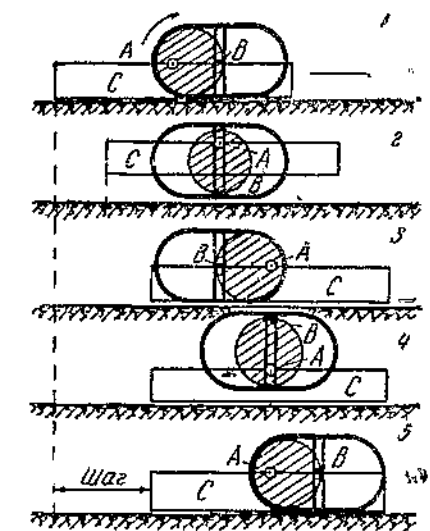
В моменты черпания экскаватор под действием реакции напорного и подъемного усилий ковша не должен откатываться от забоя, для чего ходовой механизм должен быть надежно заторможен. В данном случае это торможение осуществляется посредством кулачковых муфт 2—2 (фиг. 93), которые закрепляются в неподвижном положении с помощью запорных щеколд, концы которых входят в выемки между кулачками, расположенными на ободу муфт.

Достоинства цепной ходовой передачи заключаются в простоте ее устройства, в быстроте и легкости управления, более высоком к. п. д. и в несложности ремонта цепей.

Шагающий ход. Общий вид шагающего ходового устройства так называемого эксцентрикового типа показан на фиг. 94.

Он состоит из трех главных частей: 1) ведущего вала 1, 2) двух эксцентриковых колес 2 и 3) двух направляющих рам 3, с опорными башмаками 4.

Эксцентриковые колеса посажены на ведущем валу наглухо, и поэтому могут вращаться только вместе с ним. У каждого колеса на наружной лобовой стороне имеется по одному ползунку 5, которые могут скользить в вертикальной щели или в так называемой кулисе направляющей рамы. Большая шестерня ведущего вала 6 приводится в движение подъемным двигателем экскаватора.



Фиг. 95. Схема работы шагающего устройства.

Принцип работы эксцентрикового шагающего ходового устройства схематически представлен на фиг. 95, на которой изображены пять наиболее характерных положений эксцентрикового колеса, направляющей рамы и главной рамы экскаватора, соответствующих одному полному обороту ведущего вала или одному полному шагу. На этой схеме буквой *A* обозначен ведущий вал, *B* — ползунок эксцентрикового колеса, *C* — главная рама экскаватора.

Положение 1-е соответствует началу шага, когда корпус экскаватора с помощью главной рамы *C* целиком опирается на землю. Эксцентриковое колесо находится в крайнем левом положении, а ползунок *B* — в середине кулисы.

Положение 2-е соответствует середине шага корпуса экскаватора, когда главная рама, продвинувшись вперед и вверх по эллиптической траектории на половину шага, занимает наивысшее положение, а ползунок *B* — наивысшее.

Положение 3-е — это конец шага корпуса экскаватора. Главная рама, продвинувшись вперед и вниз, снова опустилась на землю. Эксцентриковое колесо занимает крайнее правое положение, а ползунок *B* опять находится в середине кулисы.

Для осуществления следующего шага корпуса экскаватора необходимо, чтобы эксцентриковое колесо и направляющая рама снова заняли исходное положение по отношению к главной раме, соответствующее положению 1-му.

Положение 4-е соответствует тому моменту, когда направляющая рама и эксцентриковое колесо продвинулись вперед и вверх на половину своего пути. Эксцентриковое колесо находится в середине рамы, а ползунок *B* занимает в кулисе наивысшее положение.

Положение 5-е — конец продвижения вперед эксцентрикового колеса и направляющей рамы по отношению к главной раме экска-

ватора. Эксцентрикное колесо и ползунок *B* снова занимают исходное положение для начала следующего шага корпуса экскаватора.

Во время работы эксцентрикное колесо и направляющая рама находятся в положении 4 и не препятствуют вращению поворотной платформы экскаватора вокруг вертикальной оси.

Достоинство шагающего хода — возможность легко и быстро обходить отдельные препятствия в виде пней, крупных валунов и т. п., а также перемещаться по участкам, порезанным узкими и глубокими рвами, канавками и пр., что очень часто бывает при первоначальной вскрыше, при выемке первого слоя пустых пород с поверхности. Поэтому шагающий ход применяется в настоящее время исключительно на драглайнах. Кроме того шагающий ход несложен по своему устройству, имеет небольшое число деталей, не требует частых ремонтов и позволяет экскаватору перемещаться по мягким грунтам в любую ненастную погоду, когда передвижение экскаваторов на гусеничном ходу бывает затруднительно.

Драглайны на шагающем ходу строятся американской фирмой Бьюсайрус-Мониган с ковшами емкостью от 0,75 до 8,5 м³.

3. Поворотная платформа

Поворотные платформы одноковшевых экскаваторов так же, как и главные рамы, по своей конструкции бывают трех типов: 1) клепаные, 2) литые и 3) сварные.

Чаще всего поворотная платформа и главная рама на одном и том же экскаваторе делаются одинаковыми по конструкции, т. е. клепаными, литыми или сварными, однако в последнее время они бывают различными, например, главная рама делается сварной, а поворотная платформа — литой.

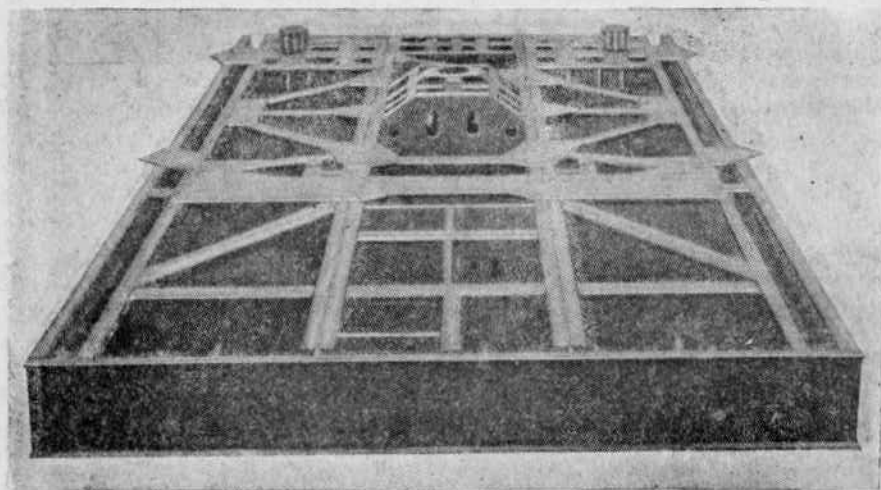
Клепанные поворотные платформы изготавливаются из швеллерного или двутаврового железа или же из клепаных балок. Они имеют прямоугольную форму, ограниченную четырьмя наружными балками (фиг. 96), а внутри усилены продольными, поперечными и диагональными балками, придающими платформе необходимую жесткость и устойчивость против динамических нагрузок. Литая втулка для центрального вала укрепляется в передней половине платформы и несколько смещена по отношению к ее геометрическому центру.

Литые платформы, в зависимости от их размеров и веса, изготавливаются либо цельными, либо составными, состоящими из двух или из трех отдельных отливок.

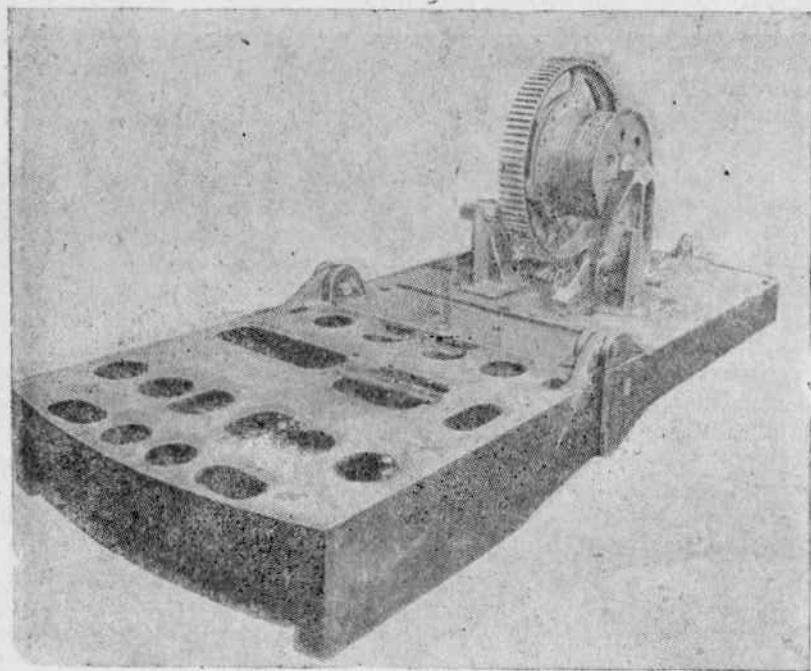
Цельная литая платформа имеет две втулки, отлитые заодно с платформой; одна из них, расположенная в средней части платформы, служит для центрального вертикального вала, а вторая, расположенная у переднего края — для вертикального вала поворотного механизма. На переднем конце платформы имеются приливы с круглыми отверстиями для укрепления стрелы.

Всякая поворотная платформа, независимо от ее конструкции, как правило, опирается на главную раму с помощью большого числа роликов (25—40 шт.) небольшого диаметра, собранных на одной общей обойме, как это видно на фиг. 88 и 90. Роликовая обойма

свободно перекачивается между опорными кольцами главной рамы и поворотной платформы, благодаря чему вращение последней



Фиг. 96. Поворотная платформа клепаной конструкции (вид снизу).



Фиг. 97. Составная литая поворотная платформа (вид сверху).
вокруг центрального вертикального вала осуществляется с небольшими сравнительно затратами энергии.

Нижнее опорное кольцо для роликов чаще всего укрепляется непосредственно на опорном зубчатом венце (фиг. 88 и 90) и в некоторых случаях снаружи или внутри его. Верхнее опорное кольцо укрепляется с помощью болтов на нижней плоскости поворотной платформы.

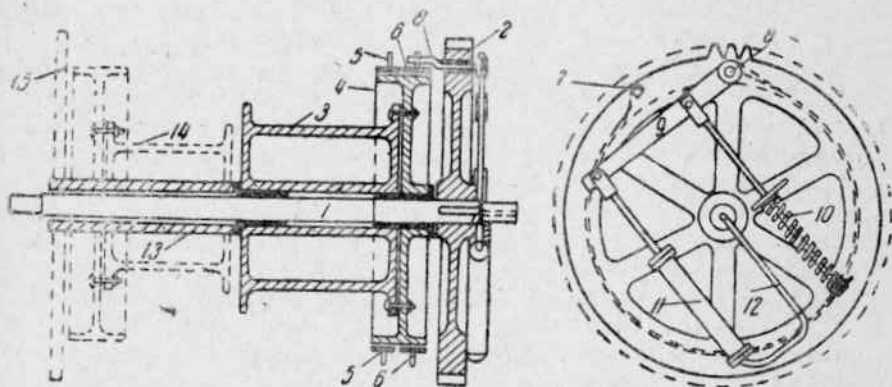
Литая составная платформа, состоящая из двух отдельных отливок, показана на фиг. 97. Передняя и задняя части платформы имеют соединительные уши для штырей, отлитых заодно с ними.

Достоинство составных литых платформ в том, что изготовление их, перевозка, монтаж и ремонт значительно проще и легче.

Сварные платформы по своей конструкции напоминают клепаные, с той лишь разницей, что заклепочные соединения заменены электросваркой. Клепаные, литые и сварные поворотные платформы имеют те же достоинства и недостатки, что и главные рамы тех же конструкций.

4. Подъемный механизм

Подъемный механизм одноковшевого экскаватора, служащий для подъема и спуска ковша в моменты черпания и разгрузки его,



Фиг. 98. Схема устройства подъемного барабана с ленточным фрикционом:

1 — вал, 2 — зубчатое колесо, 3 — подъемный барабан, 4 — шкив, 5 и 6 — ленты, 7 и 8 — пальцы, 9 — рычаг, 10 — пружина, 11 — цилиндр, 12 — металлическая трубка, 13 — дистанционная муфта, 14 — тяговой барабан, 15 — диск.

состоит из трех главных частей: 1) барабана, 2) зубчатой передачи и 3) двигателя. По своему устройству он напоминает обычную грузо-подъемную лебедку, но отличительной особенностью его является то, что барабан, как правило, насаживается на рабочем валу не наглухо, а свободно и соединяется с зубчатой передачей посредством фрикционного устройства.

Схема устройства барабана с ленточным фрикционом, применяемого на советских и зарубежных экскаваторах, показана на фиг. 98. На валу 1 укреплено наглухо с помощью шпонки зубчатое колесо 2, которое либо непосредственно, либо через систему промежуточных зубчатых колес сцепляется с шестерней вала подъем-

ного двигателя. Подъемный барабан 3 посажен на валу свободно, на втулках, и со стороны, обращенной к зубчатому колесу 2, имеет шкив 4 с широким гладким ободом. Барабан и шкив соединены друг с другом наглухо болтами.

Обод шкива 4 огибается двумя отдельными, расположенными рядом стальными лентами с прокладками из фибры или ферродо. Лента 5 служит для торможения барабана. Один конец ее укреплен намертво к станине лебедки, а второй соединяется с рычагом, управляемым ножной педалью или автоматически — при включении и выключении барабана. Лента 6, расположенная ближе к зубчатому колесу 2, является фрикционной и служит для сцепления барабана с трансмиссией подъемного механизма.

Один конец фрикционной ленты 6 укреплен к пальцу 7, заделанному в обод зубчатого колеса 2, как показано пунктиром на фиг. 98 справа, а другой конец падет на эксцентрик палец 8, проходящий через отверстие в ободе того же колеса. С паружной стороны зубчатого колеса палец 8 жестко соединен с рычагом 9, находящимся под воздействием пружины 10 и штока цилиндра 11, приводимого в действие паром, на паровых экскаваторах, и сжатым воздухом — на электрических экскаваторах, для чего на последних устанавливается небольшой компрессор. В новейших моделях электрических экскаваторов сжатый воздух для управления фрикционными и тормозами заменяется маслом, поступающим под давлением от небольшого насоса, который по своему устройству значительно проще, меньше по размерам и дешевле по сравнению с компрессором.

Пар, сжатый воздух или масло подводятся к цилиндру 11 через канал, просверленный по оси вала барабана, и металлическую трубку 12, соединенную с этим каналом. На конце вала имеется салыш, позволяющий управлять цилиндром независимо от того, находится ли вал во вращении или в покое.

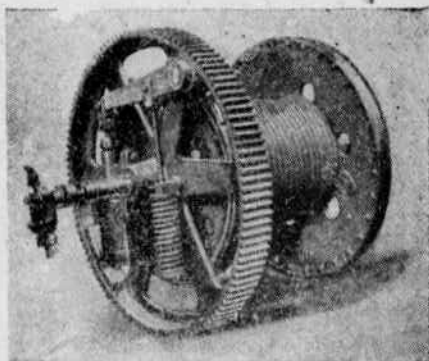
При впуске в цилиндр пара, сжатого воздуха или жидкости под давлением шток цилиндра нажимает на конец рычага 9, сжимает пружину 10 и поворачивает эксцентрик палец 8 на некоторый угол вокруг его оси, вследствие чего лента 6 плотно прижимается к ободу шкива 4, и последний начинает вращаться вместе с шестерней 2, увлекаемая за собой барабан. При выпуске пара, воздуха или жидкости из цилиндра рычаг 9 оттягивается пружиной 10 в первоначальное положение и фрикционная лента ослабляется, благодаря чему сцепление барабана с шестерней 2 прекращается, а барабан удерживается в том или ином положении с помощью тормоза.

На универсальных и полуниверсальных экскаваторах очень часто вал 1 делается такой длины, чтобы на нем можно было поместить рядом два барабана. Когда экскаватор используется с рабочим оборудованием механической лопаты, то в этом случае нужен только один барабан, а на свободную часть вала насаживается так называемая дистанционная муфта 13 (фиг. 98), не позволяющая скользить барабану 3 вдоль вала. Если же экскаватор используется с рабочим оборудованием драглайна, диггера или скиммера, то в этих случаях помимо подъемного барабана нужен тяговый, ко-

торый и насаживается вместо дистанционной муфты, как показано пунктиром на фиг. 98.

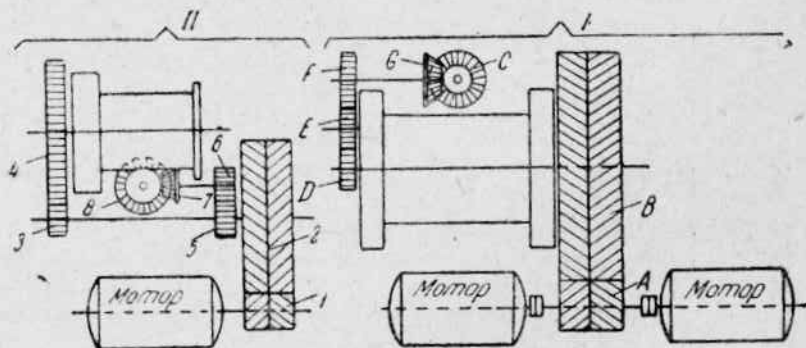
Диаметр тягового барабана 14 меньше или равен диаметру подъемного барабана. Тяговый барабан приводится в действие с помощью такого же фрикционного устройства, как и подъемный, с той лишь разницей, что оно укреплено не на зубчатом колесе, а на диске 15, посаженном на валу 1.

В некоторых случаях на универсальных и полууниверсальных экскаваторах тяговый барабан помещается не на общем валу с подъемным, а на отдельном, расположенном параллельно первому, и тогда он приводится в действие от отдельной зубчатой передачи подъемным или специальным тяговым двигателем. Общий вид подобного барабана показан на фиг. 99.



Фиг. 99. Общий вид подъемного (тягового) барабана с фрикционным устройством.

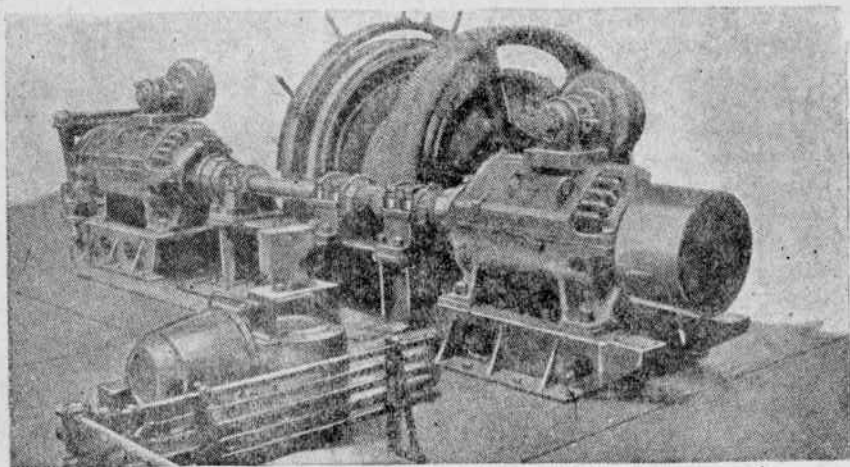
Зубчатая передача от вала двигателя к подъемному барабану бывает одноступенчатой (фиг. 100, I) и двухступенчатой (фиг. 100, II). В первом случае она состоит из пары шевронных колес А и В, а во втором — из двух пар цилиндрических или одной пары шевронных 1 и 2 и



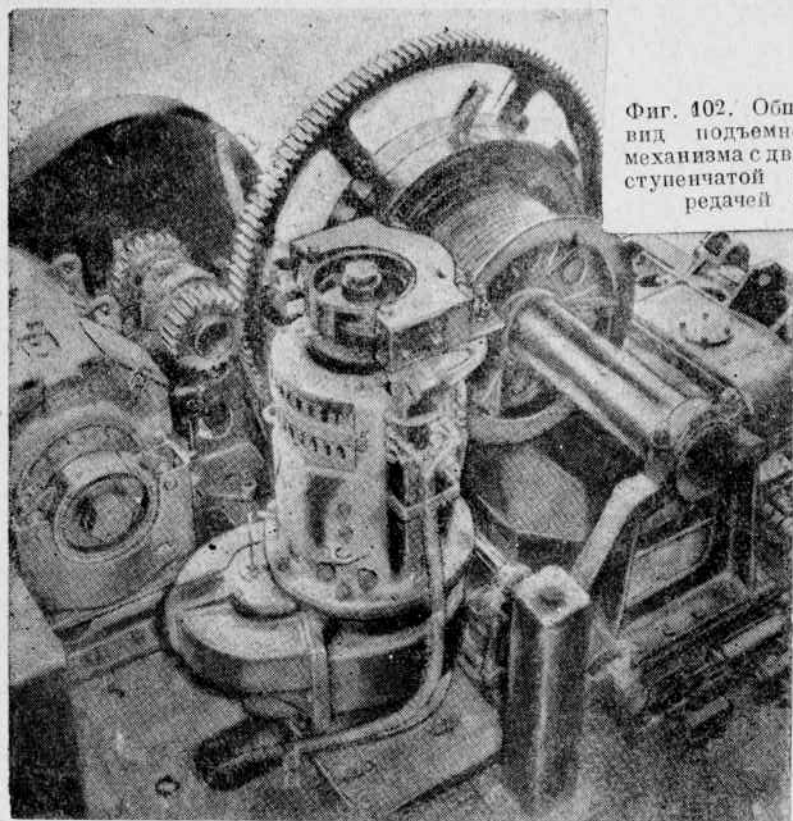
Фиг. 100. Схема одноступенчатой и двухступенчатой подъемных передач.

одной пары цилиндрических зубчатых колес 3 и 4.

При одноступенчатой передаче, общий вид которой показан на фиг. 101, ковш подвешивается на подъемном канате обязательно с помощью полиспаста, благодаря чему и достигается допускаемая скорость подъема ковша.



Фиг. 101. Общий вид подъемного механизма с одноступенчатой передачей.



Фиг. 102. Общий вид подъемного механизма с двухступенчатой передачей

Общий вид подъемного механизма с двухступенчатой передачей изображен на фиг. 102. Подъемный канат соединяется с коро-

мыслом ковша или непосредственно, или с помощью простого блока, а конец каната намертво закрепляется около головного шкива стрелы.

Как уже указывалось выше, ходовой механизм одноковшевых экскаваторов в большинстве случаев приводится в движение также подъемным двигателем. При одноступенчатой подъемной передаче (фиг. 100, I) коническая шестерня центрального вертикального вала *C* приводится во вращение от вала подъемного барабана посредством цилиндрических шестерен *D*, *E*, *F* и конической шестерни *G*. В моменты передвижения экскаватора главный фрикцион выключается, барабан, сидящий на валу свободно, затормаживается, а в периоды работы шестерни *D* и *E* расцепляются.

При двухступенчатой передаче (фиг. 100, II) центральный вертикальный вал, соединенный с ведущим валом ходового механизма, приводится во вращение от промежуточного вала посредством пары цилиндрических шестерен 5—6 и пары конических шестерен 7—8. При передвижках экскаватора шестерни 5—6 сцеплены, а шестерни 3—4 расцеплены, и барабан заторможен, а при работе — наоборот, шестерни 3—4 сцеплены, а 5—6 расцеплены.

5. Поворотный механизм

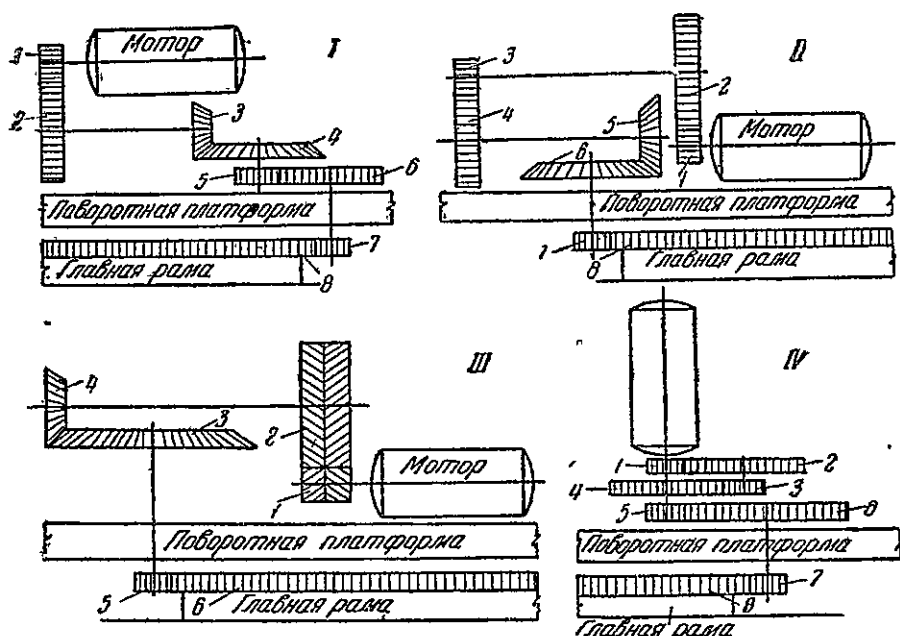
На полууниверсальных одноковшевых экскаваторах с ковшами емкостью от 1,0 до 3,0 м³ и выше, наиболее широко применяющихся в горном деле, поворотный механизм приводится в движение отдельным паровым или электрическим двигателем, и лишь на малых универсальных экскаваторах с ковшами емкостью 0,20—0,75 м³ он приводится в действие от одного общего двигателя экскаватора.

На экскаваторах с ковшами емкостью от 1,0 до 3,0 м³ обычно устанавливается один поворотный механизм, состоящий из двигателя и трех или четырех пар цилиндрических и конических шестерен. На мощных экскаваторах с ковшами емкостью от 3,5 м³ и выше ставится два совершенно одинаковых поворотных механизма, приводимых в действие самостоятельными двигателями, работающими синхронно.

Наиболее типичные кинематические схемы поворотного механизма с трех- и четырехступенчатыми зубчатыми передачами приведены на фиг. 103. В первом случае (фиг. 103, I) вращение вала мотора посредством пары цилиндрических шестерен 1—2, пары конических шестерен 3—4 и второй пары цилиндрических шестерен 5—6 передается вертикальному валу, проходящему через втулку с бронзовыми вкладышами сквозь поворотную платформу. На нижнем конце этого вала заклинена наглухо цилиндрическая шестерня 7, сцепляющаяся с опорным зубчатым венцом 8, укрепленным на главной раме. Таким образом, при включении двигателя шестерня 7 обегает вокруг зубчатого венца 8, увлекая за собой поворотную платформу с установленными на ней механизмами.

Схема II отличается от схемы I лишь порядком расположения конических и цилиндрических шестерен. Общий вид поворотного механизма с четырехступенчатой передачей представлен на фиг. 104.

На схеме III показана трехступенчатая передача, состоящая из одной пары шевронных, одной пары конических и одной пары цилиндрических зубчатых колес; общий вид ее показан на фиг. 105. Наконец, на схеме IV представлена четырехступенчатая передача из одних только цилиндрических шестерен с вертикально расположенным мотором. Этот вид передачи стал применяться в последние годы на американских экскаваторах (заводов Бьюсайрус) новейших моделей, например 54-B (фиг. 102), обновленной модели 120-B и др.

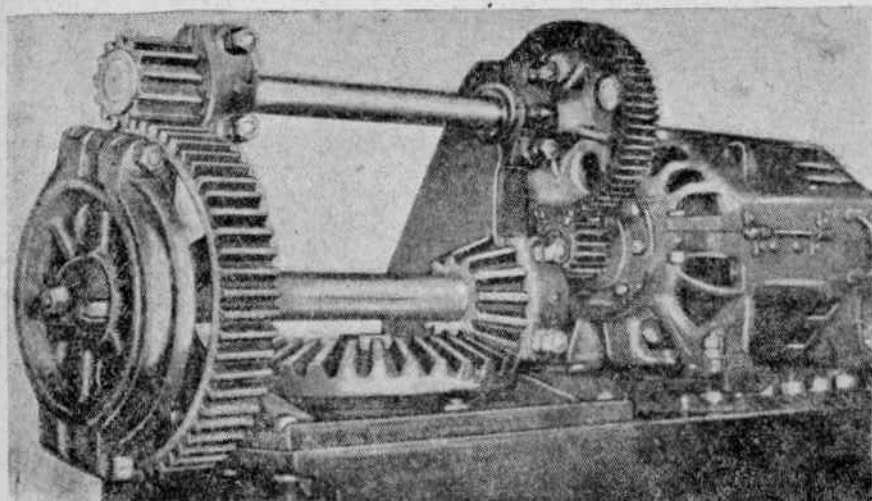


Фиг. 103 Кинематические схемы поворотного механизма:
I—II—четырёхступенчатые передачи из цилиндр. и конических шестерен; III—трехступенчатая, передача из шевронных, конических и цилиндрических шестерен; IV—четырёхступенчатая передача из цилиндрических шестерен.

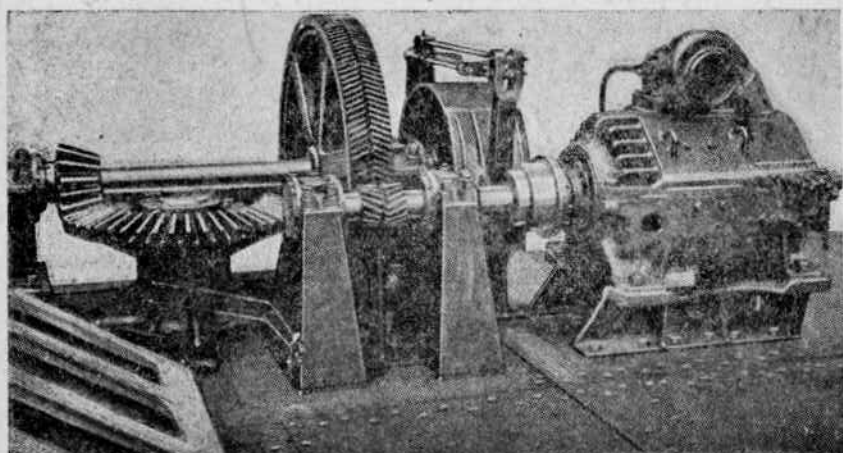
Достоинство ее в том, что она более проста, меньше занимает места и обеспечивает плавный поворот платформы.

Поворотный механизм, так же как и подъемный, снабжается тормозным устройством с ручным и автоматическим управлением. На электрических экскаваторах автоматический тормоз приводится в действие посредством электромагнитов, сжатого воздуха, или, на экскаваторах новейших моделей, — с помощью жидкости (масла), нагнетаемой в приборы управления под давлением.

Поворотный механизм, изображенный на фиг. 104, снабжен электромагнитным тормозом, действующим на вал двигателя, а механизм на фиг. 105 — пневматическим тормозом, действующим на промежуточный вал. При включении и выключении поворотного двигателя, а также при падении напряжения в цепи ниже определенного предела тормоза включаются и выключаются автоматически.



Фиг. 104. Поворотный механизм с четырехступенчатой передачей;



Фиг. 105. Поворотный механизм с трехступенчатой передачей

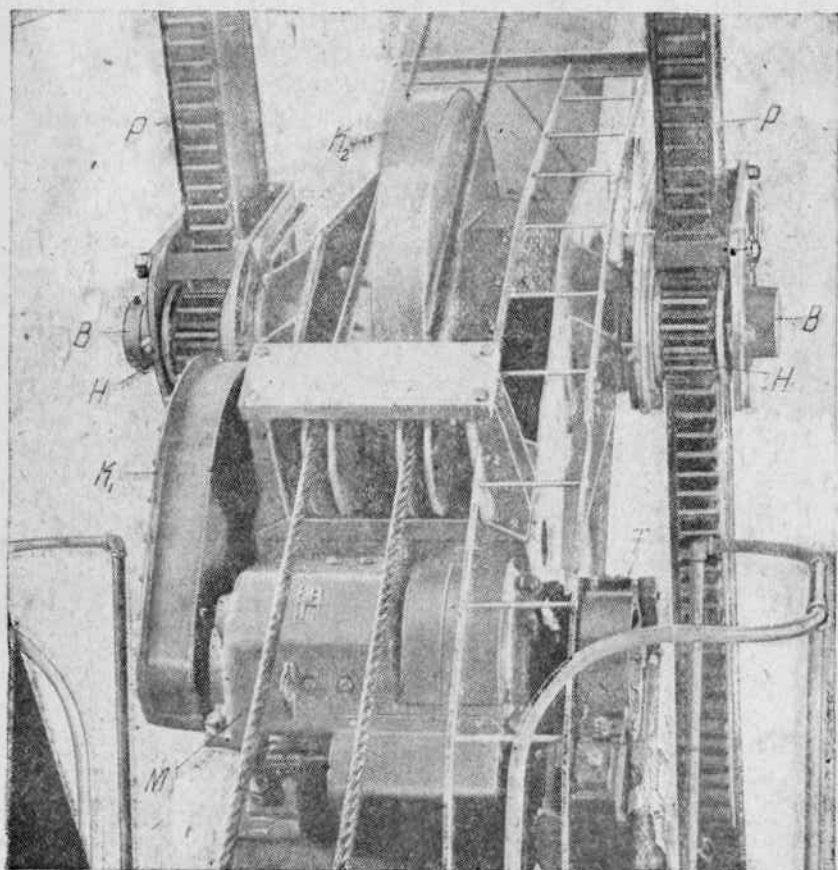
6. Напорный механизм

Напорный механизм нужен только тогда, когда универсальный или полууниверсальный экскаватор используется с рабочим оборудованием механической лопаты. Основное назначение его заключается в подаче ковшевых рычагов вперед и назад в моменты черпания и разгрузки ковша.

В зависимости от устройства трансмиссии для передачи вращения от двигателя к напорному валу, напорные механизмы подразделяются на три типа: 1) с цепной передачей, 2) с канатной передачей и 3) с зубчатой передачей.

Напорные механизмы с цепной передачей применяются только на малых универсальных экскаваторах, с ковшами емкостью до $1,0 \text{ м}^3$, когда ходовой, подъемный, поворотный и напорный механизмы приводятся в действие от одного общего двигателя, установленного в кабине экскаватора.

Механизмы с канатной передачей также применяются на малых универсальных экскаваторах, с ковшами $0,3\text{—}1,0 \text{ м}^3$; кроме того,



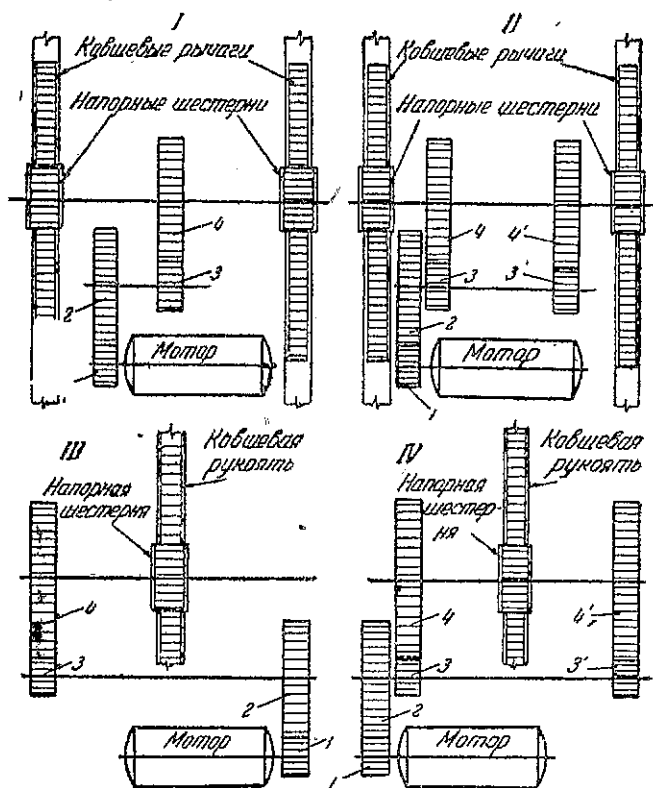
Фиг. 106. Напорный механизм экскаватора 85-В (ковш $1,9 \text{ м}^3$.)

в последнее время они находят применение на мощных вскрышных экскаваторах, с ковшами емкостью $12\text{—}27 \text{ м}^3$.

На экскаваторах средних размеров, с ковшами емкостью $1,5\text{—}6 \text{ м}^3$, наиболее широко применяющихся в горном деле, обычно устанавливаются напорные механизмы с зубчатыми передачами, приводимыми в действие самостоятельными двигателями, смонтированными на стреле.

Общий вид напорного механизма электрического экскаватора с трехступенчатой зубчатой передачей представлен на фиг. 106.

На правом конце вала напорного мотора M насажен шкив с гладким ободом для электромагнитного тормоза T , а на левом конце закли-
нена на шпонке малая цилиндрическая шестерня, сцепляющаяся
с большой шестерней промежуточного вала. Обе эти шестерни по-
мещены в общем кожухе K_1 , который заливается смазочным маслом.
Малая шестерня, посаженная на середине упомянутого выше про-
межуточного вала, сцепляется с большой шестерней напорного
вала B . Эта пара шестерен также помещается в общем кожухе K_2 .



Фиг. 107. Кинематические схемы напорного механизма электрических экскаваторов.

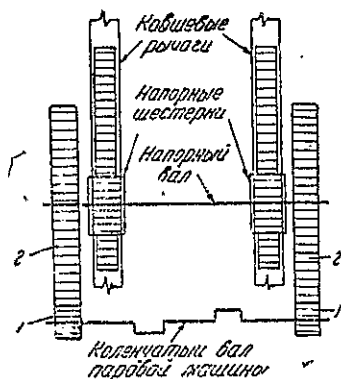
I — простая и II — двойная передачи для рукояти внешнего типа; III — простая и IV — двойная передачи для рукояти внутреннего типа.

и обе они вращаются в масле. На концах напорного вала B насажены на шпонках шестерни $H-H$, сцепляющиеся с зубчатыми рейками $P-P$, укрепленными на нижних гранях ковшовых рычагов.

На электрических экскаваторах зубчатая передача напорного механизма в большинстве случаев делается трехступенчатой, что обуславливается, с одной стороны, числом оборотов моторов, и, с другой, — допускаемой скоростью подачи ковша. Наиболее типичные кинематические схемы напорного механизма электрических экскаваторов показаны на фиг. 107. Схемы I и II относятся к экска-

ваторам, снабженным ковшевыми рычагами так называемого внешнего типа, т. е., когда ковш укрепляется к двум параллельным рычагам, охватывающим стрелу подобно вилке, с двух наружных боковых сторон.

Напорный механизм, изображенный на схеме I, устанавливается на экскаваторах с ковшами емкостью до $2,0 \text{ м}^3$. В нем промежуточный вал соединен с напорным посредством одной пары шестерен 3—4. Механизм, показанный на схеме II, применяется на экскаваторах с ковшами емкостью свыше $2,0 \text{ м}^3$. В нем промежуточный и напорный валы соединены двумя парами шестерен 3—4 и 3'—4', обеспечивающими более равномерное распределение усилий, действующих на напорный вал.



Фиг. 108. Кинематическая схема напорного механизма парового экскаватора (М-Ш-П; $1,5 \text{ м}^3$).

Схемы III и IV относятся к экскаваторам, имеющим ковшевую рукоять так называемого внутреннего типа, т. е. когда ковш укреплен к одному рычагу, проходящему сквозь стрелу через специальный вырез или внутри ее боковых балок. Разница в схемах III и IV та же, что и в схемах I и II, т. е. схема III относится к экскаваторам с ковшами емкостью до $2,0 \text{ м}^3$ и схема IV — к экскаваторам с ковшами емкостью свыше $2,0 \text{ м}^3$.

На паровых экскаваторах зубчатые передачи напорного механизма, как правило, делаются двухступенчатыми (фиг. 108). В этих случаях малые шестерни коленчатого вала сцепляются с большими зубчатыми колесами напорного вала, на котором, в зависимости от типа ковшевых рычагов, насаживается одна или две одинаковых напорных шестерни, сцепляющихся с зубчатыми рейками.

Последняя пара в зубчатой передаче напорного механизма, состоящая из напорной шестерни и сцепляющейся с ней зубчатой рейки, называется кремальерной парой, или кремальерой.

Напорные двигатели механических лопат чаще всего по конструкции и по мощности изготовляются одинаковыми с поворотными двигателями, хотя в действительности для напорного механизма требуется двигатель меньшей мощности. Это делается исключительно в целях упрощения ремонта и облегчения обеспечения двигателей взаимозаменяемыми запасными частями.

7. Рабочее оборудование механической лопаты

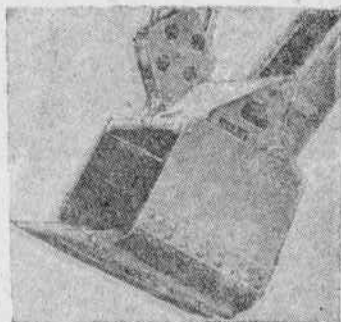
К рабочему оборудованию механической лопаты относятся: а) ковш, б) ковшевая рукоять и в) стрела с напорным механизмом.

Ковши механических лопат по своей конструкции бывают трех типов: клепаные, литые и сварные.

Клепанные ковши (фиг. 109) применяются на экскаваторах небольшой мощности, емкость их редко превышает 1,0—1,5 м³. Передняя и задняя стенки такого ковша изготавливаются из высокоуглеродистой или чаще марганцовистой литой стали и соединяются боковыми листами из толстого котельного железа посредством заклепок.

Наибольшему износу, особенно при погрузке скальных пород, обладающих абразивными свойствами, подвергается передняя стенка ковша, преждевременный износ которой требует или довольно сложного ремонта, связанного с заменой передней стенки, или полной замены всего ковша.

Во избежание этого ковши клепаной конструкции в большинстве случаев снабжаются зубьями с удлиненными хвостовыми частями, прикрывающими наружную сторону передней стенки до самого низа или по крайней мере на три четверти по высоте ковша.



Фиг. 109. Клепанный ковш (емкостью 1,0 м³)

Достоинство клепаных ковшей заключается в простоте, легкости и дешевизне изготовления. Основной недостаток их — малая прочность вследствие сравнительно быстрого ослабления заклепочных швов.

Литые ковши обладают значительно большей прочностью по сравнению с клепаными и поэтому получили наиболее широкое распространение. Они в большинстве случаев изготавливаются составными, состоящими из двух, трех или даже четырех отдельных отливок, соединенных между собой заклепками большого диаметра или болтами.

На фиг. 110 представлен ковш, состоящий из двух отдельных отливок дугообразной формы, которые при склепывании образуют переднюю, заднюю и боковые стенки. Передняя половина ковша изготавливается из мар-



Фиг. 110. Литой ковш с заклепочными швами (емкостью 3,06 м³).

ганцовистой стали, а задняя — из нормальной углеродистой. Наличие двух заклепочных швов здесь также отражается отрицательно на прочности ковша.

Ковш, состоящий из двух отдельных отливок, соединяемых между собой с помощью болтов, имеет то достоинство, что в случае ослабления шва болты могут быть немедленно подтянуты или быстро заменены запасными.

Главный недостаток литых ковшей состоит в том, что прочность и длительный срок службы их достигается за счет значительного увеличения их мертвого веса и, следовательно, за счет уменьшения емкости и полезной нагрузки.

В целях повышения производительности существующих типов экскаваторов без изменения мощности их силового оборудования в последние годы стали применяться сварные ковши увеличенной емкости.

Первоначально, в качестве опытов, применялись сварные ковши из алюминиевых сплавов. По своей форме они почти ничем не отличаются от литых ковшей. Передняя и боковые стенки делаются из прокатанных листов алюминиевого сплава, а режущий козырек, на котором укрепляются зубья, приваривается снаружи к передней и боковым стенкам; изготавливается он из марганцовистой стали. Задняя двойная стенка делается из двух листов алюминиевого сплава, разделенных приваренными к ним для жесткости прокладками и связанных затем болтами.

Передняя и боковые стенки изнутри и снаружи выстилаются стальными листами, кроме того к передней стенке снаружи привариваются стальные стержни, проходящие от режущего козырька до низа ковша и предохраняющие переднюю стенку от истирания. Замена литых ковшей на старых экскаваторах сварными из алюминиевых сплавов позволила увеличить их емкость в среднем на $\frac{1}{3}$, т. е. с 3 до 4 м³, с 6 до 8 м³, с 9 до 12 м³ и т. д. В результате этого производительность вскрышных экскаваторов, работающих с перемалкой породы в выработанное пространство, повысилась в среднем на 35%, а производительность добычных, обслуживаемых авто-транспортом, — на 16—17%.

Сварные ковши из алюминиевых сплавов дали вполне удовлетворительные результаты, так как через три года работы они находились еще в хорошем состоянии. Основной недостаток их заключается в том, что они примерно вдвое дороже сварных ковшей, изготовленных из других материалов.

Новейшим достижением последнего времени является применение сварных ковшей, изготовленных из высококачественных легированных сталей. Опыт показал, что на старых экскаваторах литые ковши могут быть заменены сварными с увеличением емкости приблизительно на 25%, без заметного увеличения нагрузки на двигатель экскаватора. В качестве примера в табл. 21 приведены данные, относящиеся к мертвому и полезному весу литого и сварного ковша для одного и того же экскаватора.

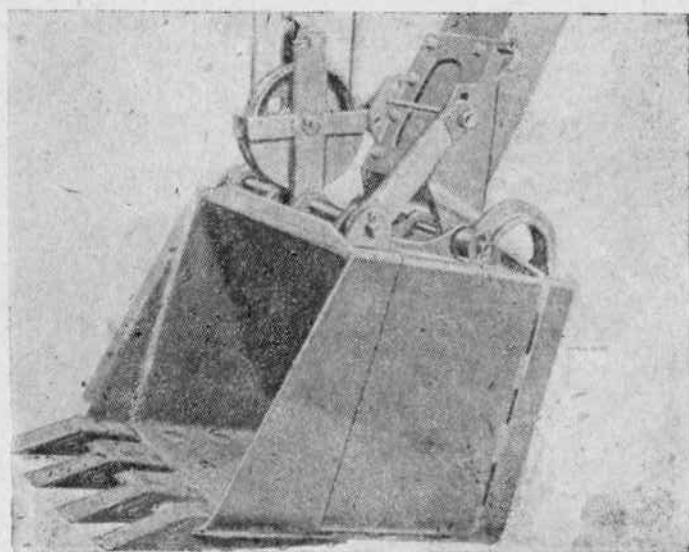
Из этих данных видно, что при замене литого ковша сварным полезная нагрузка увеличивается на 25%, а общая нагрузка на подъемный двигатель возрастает всего лишь на 1,1%.

Достоинство сварных ковшей заключается также и в том, что режущий козырек и зубья их менее громоздки, вследствие чего

Полезный и мертвый вес литого и сварного ковшей

Наименование данных	Литой ковш емкостью 3,06 м ³	Сварной ковш емкостью 3,82 м ³	Увеличение (+) или уменьшение (—)	
			кг	%
Мертвый вес ковша, кг . . .	6900	5630	—1270	—18,5
Вес полезного груза, кг . . .	5600	7000	+1400	+25,0
Полный вес ковша с гру- зом, кг	12 500	12 630	+130	+ 1,1

ковш легче идет по забою, легче загружается и лучше опоражнивается. Кроме того, вращающий момент при повороте стрелки от



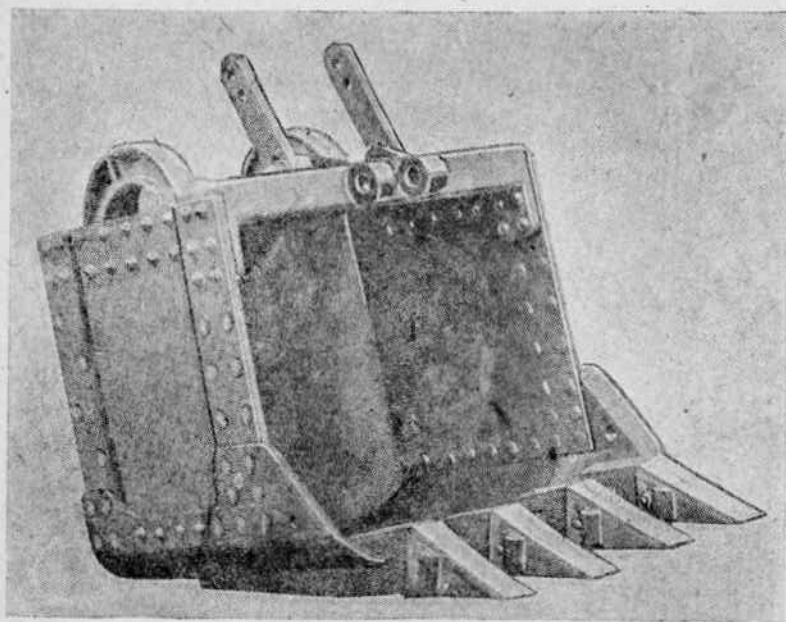
Фиг. 111. Сварной ковш малой емкости.

пункта разгрузки ковша к забою при сварном ковше меньше, чем при литом, так как мертвый вес его значительно меньше, а следовательно поворот, равно как и полный цикл черпания, осуществляется быстрее. Что касается ремонта, то при наличии сварочных аппаратов, которые имеются теперь почти на каждом, даже небольшом, руднике, он производится с самыми незначительными простоями экскаватора.

Первоначально сварные ковши изготовлялись небольшой емкости (фиг. 111) для малых универсальных экскаваторов, а в последнее время емкость их достигает 24,5 м³ и более.

Ковши всех описанных выше конструкций по своей форме более или менее одинаковы. Нижнее отверстие их, как правило, имеет большую площадь поперечного сечения, чем верхнее, т. е. в нижней части они уширяются, что обеспечивает лучшую разгрузку их даже в тех случаях, когда мягкие породы в момент загрузки в известной мере запрессовываются под действием усилия черпания.

Кроме обычных или стандартных ковшей, существуют ковши специальной формы, предназначенные для работы в тех или иных специфических условиях. Так, например, на фиг. 112 представлен



Фиг. 112. Ковш для выемки маломощных пластов.

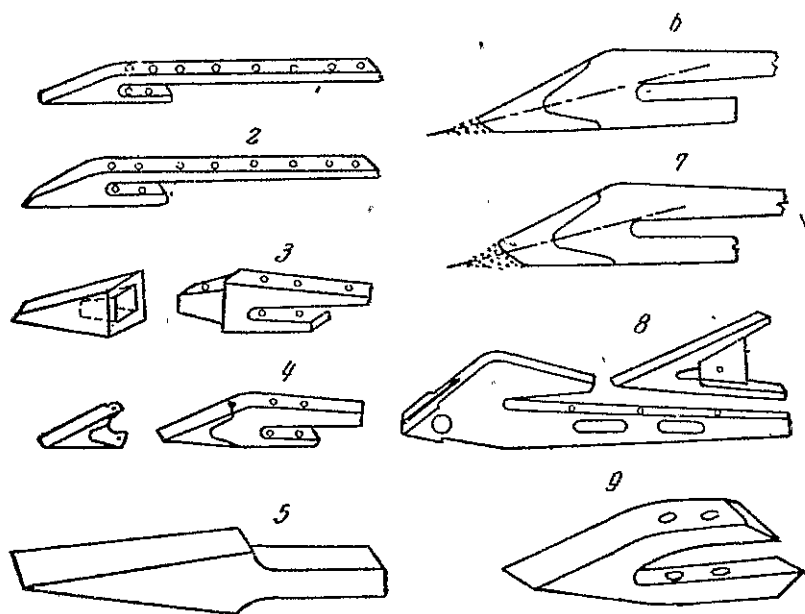
ковш уменьшенной высоты, но вытянутый по ширине и разделенный внутренней перегородкой, или так называемой диафрагмой, на две половины. Назначение диафрагмы — увеличение прочности и в особенности жесткости задней стенки, чтобы последняя не могла прогибаться внутрь в моменты черпания. Ковш такой конструкции приспособлен для выемки пластов угля или других ископаемых мощностью 0,7—1,2 м, т. е. когда высота уступа слишком мала, и ковш стандартной формы заполняется неудовлетворительно.

Ковш евые зубья подвергаются наибольшему износу по сравнению с другими деталями экскаватора. Срок службы их, в зависимости от характера грузимых руд и пород, изменяется в пределах от трех суток до трех лет.

При хорошей организации экскаваторных горных работ енные зубья должны немедленно заменяться новыми, в противном случае производительность экскаватора будет снижена, так как

при затупленных зубьях подъемный двигатель в момент черпания должен развивать слишком большие усилия и работать с перегрузкой или снижать скорость черпания. Поэтому правильный выбор формы и материала для изготовления или восстановления зубьев, в полном соответствии с характером пород, имеет чрезвычайно важное значение.

Наиболее типичные формы ковшевых зубьев для механических лопат представлены на фиг. 113. Зубья 1 имеют клиновидную форму режущего конца и удлиненный хвостовик, предохраняющий перед-



Фиг. 113. Типичные формы ковшевых зубьев.

1—клиновидный зуб с удлиненным хвостовиком, 2—призматический зуб с удлиненным хвостовиком, 3—зуб со съемным переворачиваемым наконечником, 4—зуб «Панамы» с переворачиваемым наконечником, 5—вставной переворачиваемый зуб, 6 и 7—стенки износа зуба «панамы» до переворачивания и после переворачивания, 8—зуб с удлиненным хвостовиком и съемным переворачиваемым наконечником, 9—«параллельный» зуб для скальных пород.

нюю стенку от чрезмерного износа. Они применяются на малых универсальных экскаваторах, с клепаными или сварными ковшами емкостью 0,35—1,5 м³, при работе в мягких породах. Зубья 2 имеют призматическую форму режущего конца; применяются они в тех же случаях, что и зубья 1; изготавливаются из углеродистой или легированной стали.

В целях более быстрой и дешевой замены затупленных зубьев они часто изготавливаются составными: тело зуба делается из мягкой углеродистой стали, а съемная часть или наконечник — из марганцевистой или какой-нибудь другой легированной стали. Старые конструкции зубьев со съемными наконечниками обозначены на фиг. 146 цифрами 3—4, а новая, более совершенная, — цифрой 8.

Наконечник зуба 3 имеет призматическое углубление, в которое входит шип зуба. После частичного износа наконечника он переворачивается на 180° и вновь насаживается на шип. Цифрой 4 обозначен зуб типа «панамы». Он также имеет переворачиваемый наконечник; под цифрой 6 показана степень износа наконечника этого зуба до переворачивания, а цифрой 7 — после переворачивания.

Вставные зубья 5 применяются на малых универсальных экскаваторах Вьюсайрус с литыми ковшами. Они изготавливаются из высококачественной легированной стали. После частичного затупления они переворачиваются на 180° и продолжают работать до полного затупления, после чего они перетачиваются и снова используются с переворачиванием.

Зубья 8 применяются на советских и зарубежных экскаваторах, с ковшами емкостью до 2,0 м³. Они имеют клинообразный наконечник, который вставляется в продольный паз зуба и закрепляется в нем с помощью болта. Наконечники изготавливаются из марганцевистой стали и после частичного затупления переворачиваются на 180° .

Сплошные, так называемые «параллельные» зубья 9 применяются на экскаваторах скального типа заводов Вьюсайрус; они изготавливаются из легированной стали.

Ковш е в а я р у к о я т ь. На экскаваторах старых моделей ковшевые рычаги очень часто изготавливались из дерева и усиливались пластинами из мягкой стали, которые прикреплялись к боковым граням рычагов. В последнее время применяются почти исключительно металлические рычаги, которые бывают цельнопрокатными, клепаными и сварными.

Цельнопрокатные ковшевые рычаги обычно имеют форму двутавровых балок и применяются на малых универсальных экскаваторах.

Клепанные и сварные рычаги делаются в форме коробчатых балок прямоугольного поперечного сечения. Клепанные рычаги в последнее время все чаще и чаще заменяются сварными (фиг. 114), как наиболее прочными и совершенными.

В зависимости от конструкции стрелы и ковша, ковшевая рукоять состоит либо из одного, либо из двух параллельных рычагов.

Зубчатые рейки, служащие для сцепления рычагов с шестернями напорного вала, делаются составными, состоящими из отдельных секций, которые укрепляются к нижним плоскостям рычагов посредством болтов с потайными головками (фиг. 114).

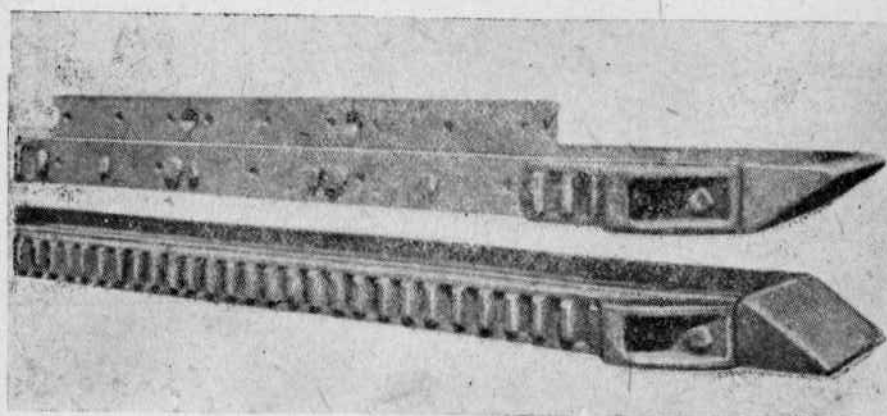
Достоинство секционных зубчатых реек в том, что в случае поломки одного зуба нет необходимости снимать всю рейку, а достаточно заменить одну секцию.

Стр е л а. Стрелы механических лопат, как и ковшевые рычаги, бывают клепаными и сварными.

Клепаная стрела изготавливается либо в виде сплошной коробчатой фермы (фиг. 115), либо она состоит из двух симметрично расположенных балок, склепанных между собою с помощью соединительных пластин из листовой стали. В первом случае ковшевая рукоять должна состоять из двух параллельных рычагов, охватывающих

стрелу снаружи, а во втором — она обычно состоит из одного или двух сближенных рычагов, проходящих между балками, т. е. рукоять находится внутри стрелы, на ее оси, симметрии.

Стрела сплошной коробчатой формы обладает тем достоинством, что она лучше выдерживает усилия скручивания в моменты пово-



Фиг. 114. Ковшевые рычаги сварной конструкции.

рота экскаватора и не подвергается распорным усилиям от ковшевых рычагов, так как последние проходят не внутри, а снаружи ее боковых сторон.



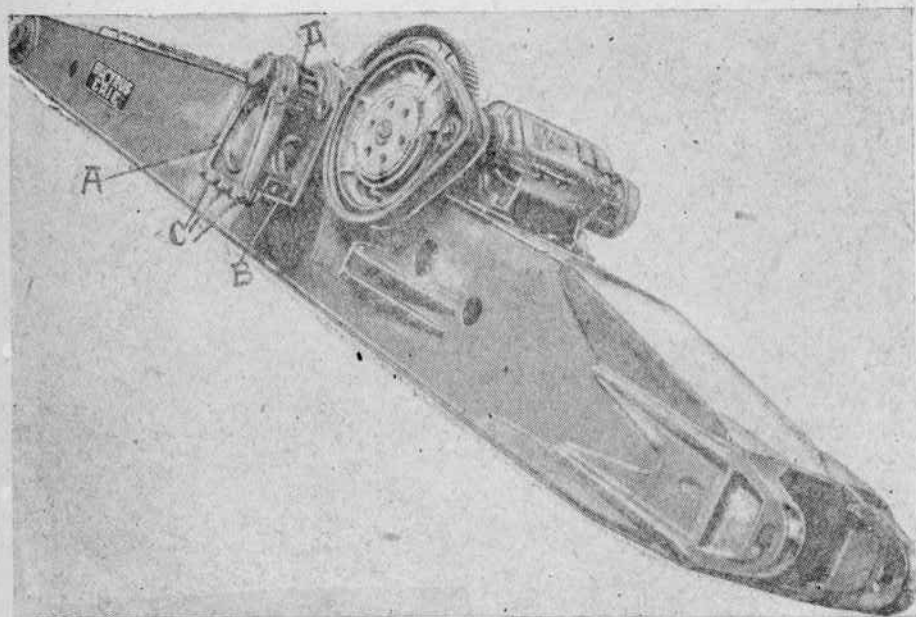
Фиг. 115. Клепаная стрела в виде коробчатой фермы.

Клепаные стрелы имеют те же недостатки, что и другие детали экскаваторов с заклепочными швами, которые в условиях тяжелых горных работ сравнительно быстро ослабляются и требуют довольно сложного ремонта, отнимающего много времени. В связи с этим на экскаваторах новейших моделей устанавливаются почти исключительно сварные стрелы.

Стрелы сварной конструкции (фиг. 116) в большинстве случаев изготавливаются в форме сплошных коробчатых ферм равного сопротивления. Пята стрелы, посредством которой она опирается на поворотную платформу, обычно делается литой, состоящей из одной или двух частей, приваренных к нижнему концу стрелы.

Верхний конец стрелы снабжается литой стальной втулкой с бронзовыми вкладышами для вала головного шкива. Концы этого вала, выступающие наружу с обеих сторон стрелы, очень часто используются для укрепления к ним растяжных канатов, удерживающих стрелу под определенным углом наклона к горизонту.

Ковшевая рукоять вместе с ковшом подвешивается на стреле к напорному валу с помощью так называемого направляющего аппарата ползункового или роликового типа. Основное назначение этого аппарата состоит в том, чтобы удерживать зубчатые рейки



Фиг. 116. Сварная стрела.

ковшевых рычагов в постоянном зацеплении с шестернями напорного вала, позволяя в то же время изменять величину подачи рычагов вперед и назад.

Устройство направляющего аппарата для ковшевой рукояти внешнего типа достаточно отчетливо видно на фиг. 116. Он состоит из двух литых рамок *А* и *В*, посаженных свободно на напорном валу и соединенных между собою болтами *С*. Ковшевой рычаг проходит между рамками и зубчатой рейкой сцепляется с напорной шестерней *Д*, а верхняя гладкая сторона его соприкасается со скользящей пластинкой или с роликами, помещенными между рамками аппарата.

8. Рабочее оборудование драглайна

По степени распространения одноковшевых экскаваторов в горном деле драглайн занимает второе место после механической

лопаты и отличается от последней тем, что на нем жесткая ковшевая рукоять заменена канатом.

Наполнение ковша драглайна в момент черпания происходит подобно скреперу при движении его по направлению к машине, а не от нее, как у механической лопаты, поэтому драглайны иногда называют канатно-скреперными экскаваторами. Другой особенностью драглайна является то, что забой, в котором работает драглайн, находится ниже уровня рабочей площадки экскаватора, на которой он стоит и передвигается во время работы, благодаря чему он может производить выемку как в сухом грунте, так и под водой.

Универсальные и полуниверсальные экскаваторы строятся с таким расчетом, что они могут быть использованы как механическая лопата и как драглайн, поэтому ходовой и поворотный механизмы у них совершенно одинаковы.

Для переоборудования механической лопаты на драглайн необходимо заменить: стрелу и ковш и установить на поворотной платформе тяговый барабан.

Тяг о в ы й б а р а б а н. При описании подъемного механизма экскаватора указывалось, что на универсальных и полуниверсальных экскаваторах предусматривается возможность установки двух барабанов, приводимых в действие одним и тем же двигателем, — одного для подъемного и второго для тягового каната. Эти барабаны размещаются либо оба на одном общем валу, либо на двух параллельных, причем во втором случае передний барабан, расположенный ближе к стреле, служит тяговым, а задний — подъемным. Барабан меньшего диаметра всегда используется в качестве подъемного, а большего — в качестве тягового.

Устройство подъемного и тягового барабанов и способы их включения и выключения посредством фрикционных совершенно одинаковы и описаны в § 3, п. 4 настоящей главы.

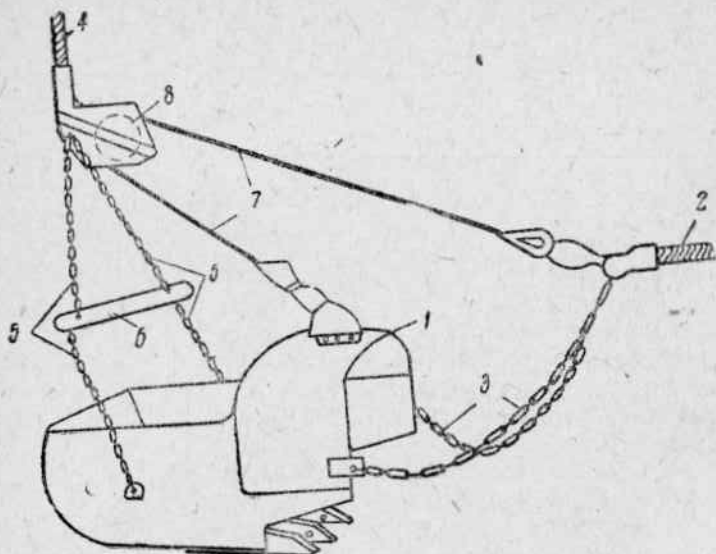
К о в ш. Ковш драглайна (фиг. 117) по своей форме напоминает лоток, открытый спереди и сверху. Днище ковша снабжается режущим козырьком и съемными зубьями. К передним концам боковых стенок приклепывается, приваривается или укрепляется на болтах дужка 1, придающая ковшу необходимую жесткость.

Тяговой канат 2 присоединяется к ковшу посредством двух цепей 3, укрепленных к передним концам боковых стенок. Подъемный канат 4 соединяется с ковшом также с помощью цепей 5—6, с промежуточным стержнем 6, длина которого делается немного больше наружной ширины ковша, так чтобы он мог свободно поворачиваться между цепями 5—6.

Цепи 5—6 присоединяются к цапфам, укрепленным на боковых стенках ковша позади его центра тяжести, благодаря чему при ослаблении тягового каната ковш, будучи поднят, свободно поворачивается вперед и разгружается (фиг. 118).

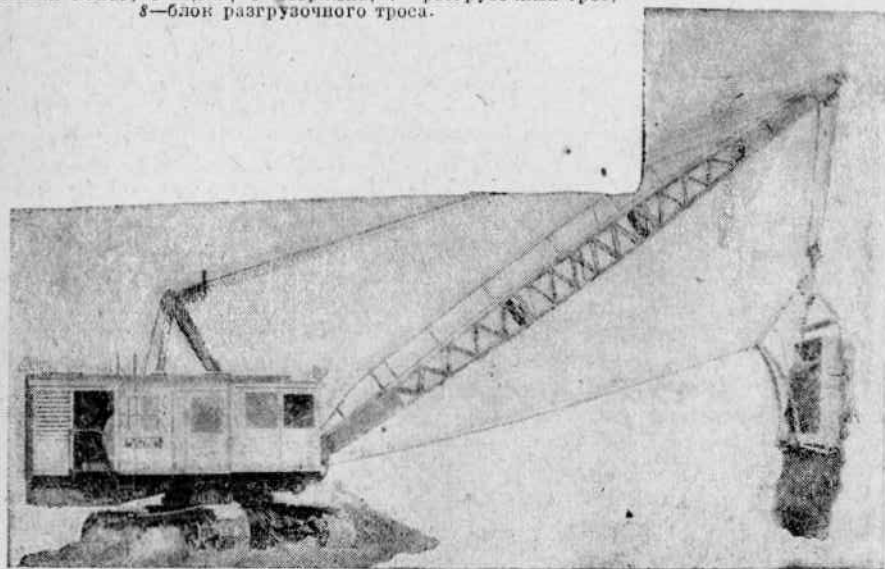
Для того чтобы наполненный ковш удерживался в более или менее горизонтальном положении и содержимое его при повороте от забоя к месту разгрузки не высыпалось, он снабжается коротким, так называемым, разгрузочным тросом 7, один конец которого укре-

плен к тяговому канату, а другой, обогнув блок 8, присоединяется к вершине дужки 1.



Фиг. 117. Ковш драглайна и способ его подвески

1—дужка, 2—тяговой канат, 3—соединительные цепи, 4—подъемный канат, 5—цепи, 6—стержень, 7—разгрузочный трос, 8—блок разгрузочного троса.



Фиг. 118. Драглайн с простой подвеской стрелы.

Наполнение ковша в момент черпания происходит под действием натяжения тягового каната и собственного веса ковша.

Глубина внедрения ковша в породу регулируется натяжением или ослаблением подъемного каната.

Ковши драглайнов малых и средних размеров чаще всего изготавливаются клепаными или сварными. Ковши большой емкости делаются литыми, причем по своей форме они ничем не отличаются от ковшей нормальных размеров.

Стрела. При использовании одноковшового экскаватора с рабочим оборудованием механической лопаты подъемный двигатель в момент загрузки ковша развивает усилие черпания на коромысле ковша, равное в среднем



Фиг. 119. Драглайн с мачтовой подвеской стрелы.

около 10 000 кг на каждый куб. метр его емкости. Другими словами, при емкости ковша, например в $1,5 \text{ м}^3$, усилие черпания составляет около 15 000 кг; оно целиком передается на стрелу через ее головной шкив. Кроме того на стрелу механической лопаты действуют нагрузка от собственного веса напорного механизма и усилия, развиваемые напорным двигателем в моменты черпания.

При использовании экскаватора с рабочим оборудованием драглайна эти нагрузки отсутствуют, так как усилие черпания в момент загрузки ковша через тяговый канат передается непосредственно поворотной платформе на уровне пяты стрелы, а на головной шкив ее передается только нагрузка от собственного веса ковша и находящегося в нем груза. Так, например, при емкости ковша драглайна также в $1,5 \text{ м}^3$ нагрузка на головной шкив составляет всего лишь около 4000 кг.

По этим причинам нет необходимости делать стрелу драглайна такой же прочности и жесткости, как стрела механической лопаты. Поэтому, как правило, стрела драглайна готовится облегченной, в виде пространственной решетчатой фермы клепаной или сварной конструкции (фиг. 118), благодаря чему при одном и том же весе она может иметь значительно большую длину. На новейших экскаваторах Бьюсайрус модели 85-B при емкости ковша механической лопаты в 1,5 м³ длина стрелы, например равна 10,8 м, а при использовании этого же экскаватора с рабочим оборудованием драглайна при такой же емкости ковша на нем устанавливается стрела длиной в 24 м.

При большой длине стрелы в ней возникают весьма значительные напряжения от ее собственного веса, вследствие чего обычный способ подвески стрелы к поворотной платформе посредством прямой связи головной части стрелы с мачтой-двуногой растяжными канатами (фиг. 118) оказывается недостаточно надежным. Поэтому в последнее время на драглайнах Бьюсайрус с удлиненной стрелой применяется так называемый мачтовый тип подвески, показанный на фиг. 119. В этом случае у пяти стрелы устанавливается дополнительная мачта *М*, в виде плоской сварной фермы, сужающейся в верхней части.

Головная часть дополнительной мачты соединяется канатными растяжками с мачтой-двуногой *Д* и несет на себе направляющий блок для подъемного каната и зажимные приспособления для двух или трех пар поддерживающих канатов *К*, подхватывающих стрелу соответственно в двух или трех местах.

3. Рабочее оборудование грейфера

Рабочее оборудование грейфера отличается от оборудования драглайна только конструкцией ковша, а все остальные детали их совершенно одинаковы. Следовательно для переоборудования механической лопаты на грейфер необходимо также заменить стрелу и ковш и установить второй барабан, который на грейфере используется для навивки каната, смыкающего челюсти ковша в момент его загрузки. Если же требуется переоборудовать на грейфер драглайн, то достаточно заменить только ковш, так как стрела для того и другого вида рабочего оборудования используется одна и та же.

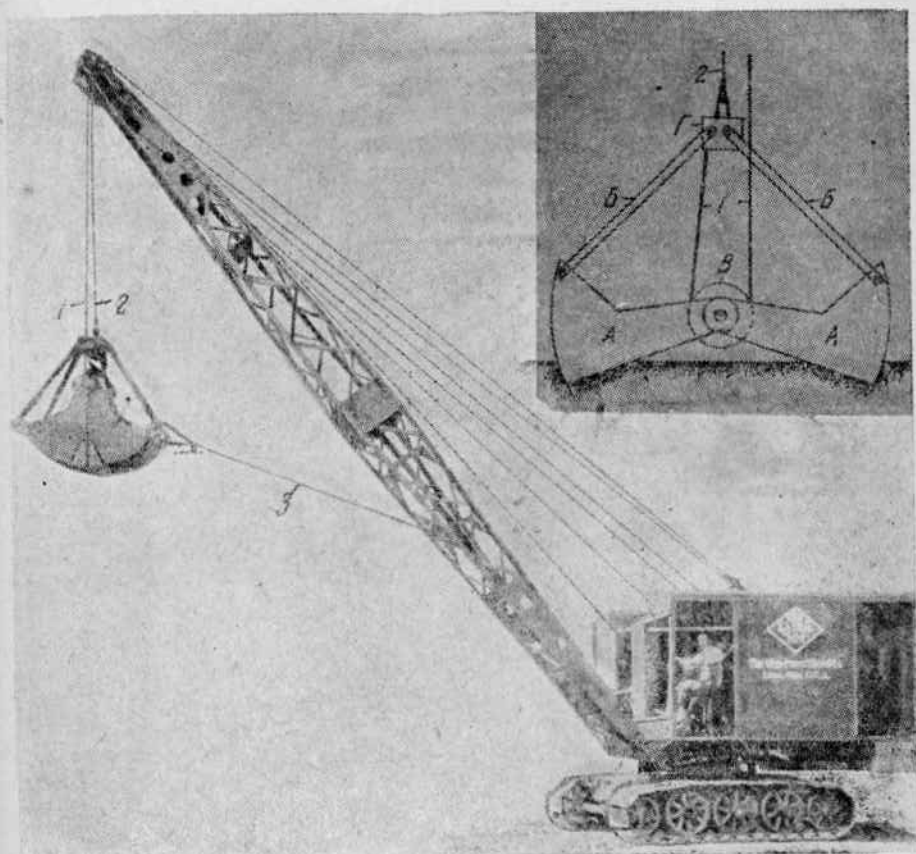
Таким образом конструктивное отличие грейфера от драглайна заключается только в устройстве ковша.

Грейферные ковши в зависимости от числа канатов, применяемых для загрузки, подъема и разгрузки их, подразделяются на однолинейные, или одноканатные, и двухлинейные, или двухканатные.

Наибольшим распространением пользуются двухлинейные ковши, которые по своему устройству делятся на двухлопастные, трехлопастные и четырехлопастные.

Общий вид грейфера и упрощенная схема устройства двухлинейного двухлопастного грейферного ковша изображены на фиг. 120.

Ковш состоит из двух лопастей А—А, называемых также челюстями, которые насажены свободно на оси центрального шарнира.



Фиг. 120. Общий вид грейфера и схема двухлинейного грейферного ковша:

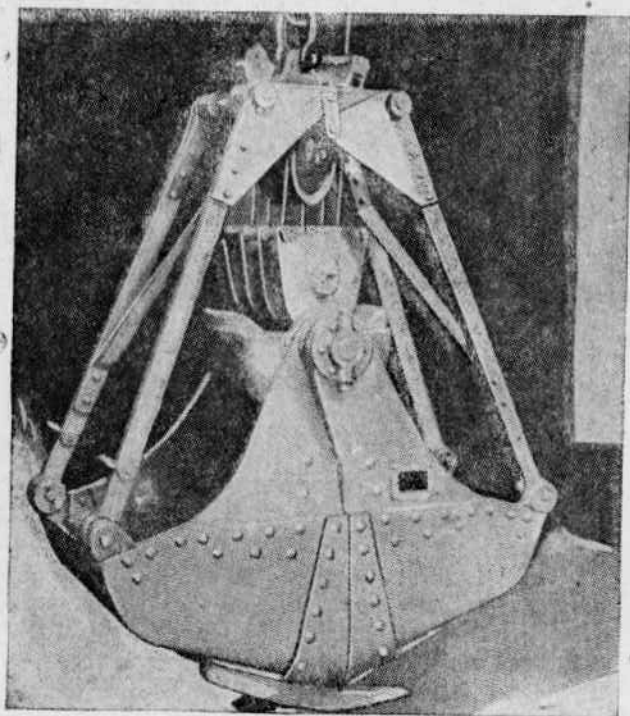
А—А—челюсти ковша, Б—Б—тяги, В—блок центрального шарнира, Г—головка ковша, 1—подъемный (смыкающий) канат, 2—поддерживающий (разгрузочный) канат, 3—направляющий канат.

ра О. Верхние кромки челюстей снабжаются ушками и посредством тяг Б—Б соединяются шарнирно с головкой ковша Г.

Подъемный или смыкающий канат 1 одним концом заделан в головке ковша, а второй конец его, обогнув блок центрального шарнира В, проходит на головной шкив стрелы и, достигнув кабины, наматывается на один из барабанов подъемного механизма.

Поддерживающий или разгрузочный канат 2 одним концом укрепляют к головке ковша, а вторым, обогнув головной шкив стрелы, навивают на второй барабан подъемного механизма.

При загрузке ковш в раскрытом положении опускается на забой выработки и зубьями или режущими краями врезается в породу. Далее, под действием натяжения смыкающего каната 1 центральный шарнир и головка ковша начинают сближаться, а челюсти смыкаются, захватывая породу внутрь ковша. Загруженный ковш поднимается вверх на необходимую для разгрузки высоту, после чего смыкающий канат 1 ослабляется, и ковш удерживается на этой высоте с помощью разгрузочного каната 2. После того как сила натяжения смыкающего каната 1 перестала действовать, челюсти



Фиг. 121. Двухлопастный ковш с пятикратным полиспастом

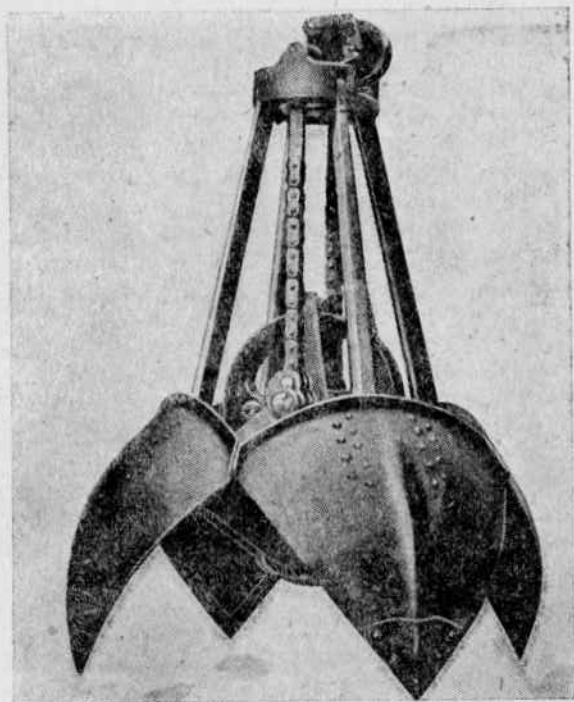
под влиянием силы тяжести находящегося в них груза размыкаются, и ковш опоражнивается.

В раскрытом положении челюсти остаются под действием силы тяжести центрального шарнира. При одновременном сматывании с барабанов канатов 1 и 2 ковш снова опускается на забой выработки, и цикл черпания повторяется.

Для того чтобы во время подъема и разгрузки ковш не вращался и не раскачивался, он соединяется с направляющим канатом 3, один конец которого укреплен к ушкам шарнирных тяг ковша, а на другом, перекинутом через блок в нижней половине стрелы, подвешен небольшой груз, скользящий по направляющим.

Во время подъема ковша сила натяжения смыкающего каната 1 не должна уменьшаться параллельным действием поддерживающего каната 2 ниже определенного предела, в противном случае челюсти будут размыкаться и порода будет высыпаться из ковша. В целях увеличения смыкающего усилия и предотвращения самопроизвольного опоражнивания ковша при подъеме пользуются полиспастами с числом блоков от 1 до 9.

Общий вид двухлопастного ковша с пятикратным полиспастом представлен на фиг. 121. Три нижних блока помещены на одной



Фиг. 122. Четырехлопастный ковш в разомкнутом положении.

оси над центральным шарниром, а два верхних — под головкой ковша. Ковши этого типа имеют наиболее широкое распространение и применяются при погрузке мягких или разрыхленных материалов, например глин, мелкокусковых руд и пород, для чего их лопасти снабжаются зубьями.

Четырехлопастные ковши (фиг. 122) применяются главным образом при добыче глинистых пород из-под воды, так как треугольные их лопасти легко врезаются в добываемый грунт. Ковш снабжен одним блоком и двумя поддерживающими цепями Галля, которые при смыкании челюстей наматываются на валик

блока и затормаживают его, благодаря чему ковш при подъеме более надежно удерживается в сомкнутом положении.

Одноковшовые экскаваторы с рабочим оборудованием грейфера в горном деле применяются значительно реже не только по сравнению с механическими лопатами, но и по сравнению с драглайнами. Они используются иногда для погрузки руды, угля и других полезных ископаемых из аварийных складов и штабелей в железнодорожные вагоны, и очень редко применяются непосредственно в карьерах для погрузки ископаемого в забоях, например при добыче песка, гравия и других подобных им материалов.

10. Рабочее оборудование дитчера, скиммера и бакфиллера.

Рабочим оборудованием дитчера, скиммера и бакфиллера обычно снабжаются малые универсальные экскаваторы с ковшами емкостью от 0,3 до 1,0 м³. В горном деле эти виды сменного оборудования применяются сравнительно редко или даже в исключительных случаях.

Д и т ч е р. Дитчер, или канавокопатель (фиг. 123), иногда называют обратной механической лопатой, так как он также имеет жесткую связь ковша со стрелой, но загрузка ковша в момент черпания происходит при движении его не вперед — от машины, как у механической лопаты, а в обратном направлении, и забой находится не выше, а ниже уровня рабочей площадки экскаватора.

Таким образом, дитчер по конструкции рабочего оборудования напоминает механическую лопату, а по принципу черпания — драглайн.

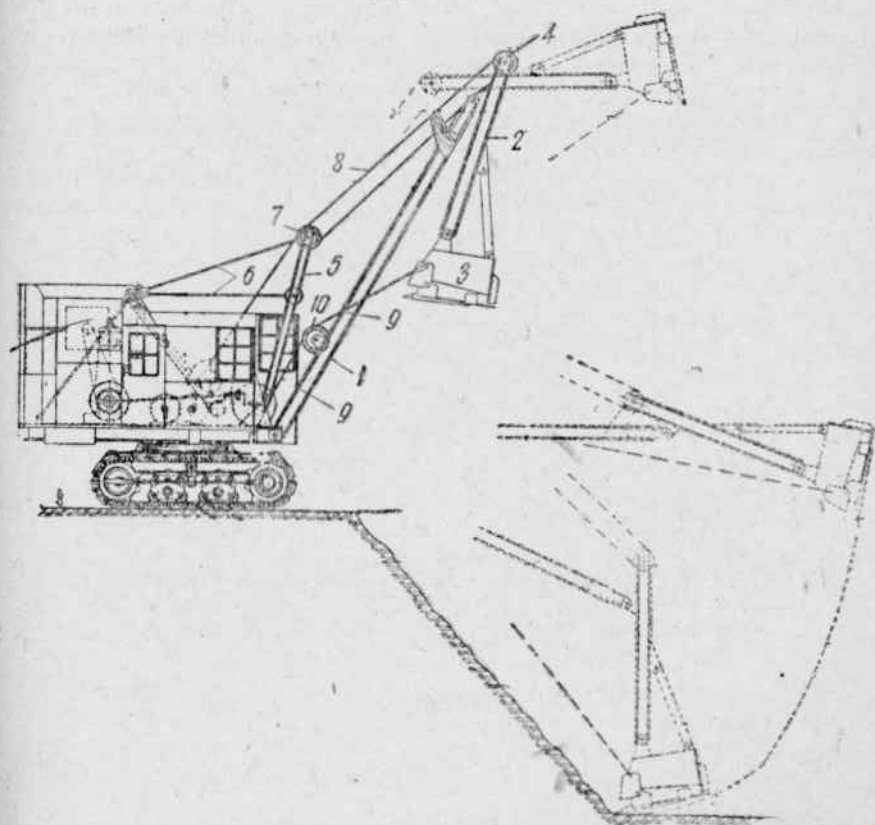
Чтобы переоборудовать механическую лопату на дитчер, необходимо заменить стрелу рукоять, и ковш, установить дополнительную мачту на переднем конце поворотной платформы и тяговый барабан.

Стрела дитчера 1 (фиг. 123), клепаной или сварной конструкции, готовится чаще всего в форме двух отдельных пивхлерных или двутавровых балок, скрепленных на концах соединительными стальными листами. Ковшечная рукоять 2 имеет аналогичное устройство и укрепляется к верхнему концу стрелы шарнирно. На длинном плече рукояти подвешивается ковш 3, а на коротком насаживается от одного до трех блоков полиспаста 4 для подъемного каната. На переднем конце поворотной платформы устанавливается дополнительная опорная мачта 5, которая соединяется жесткими тросами 6 с мачтой-двуногой. На головной части дополнительной мачты устанавливается от одного до трех блоков полиспаста 7. Подъемный канат 8 с барабана лебедки проходит на вершину дополнительной мачты и, обогнув систему блоков 7 и 4, укрепляется наглухо к короткому плечу рукояти или к вершине дополнительной мачты.

Тяговой канат 9 с барабана лебедки проходит через направляющий блок стрелы 10 и укрепляется с помощью цепей к боковым стенкам ковша.

Таким образом, если подъемный канат 8 будет навиваться на свой барабан, а тяговый в это время будет сматываться, или наоборот, то

ковшевая рукоять вместе с ковшом будет поворачиваться в вертикальной плоскости на головном шарнире стрелы. Если же тяговый барабан будет заторможен, а подъемный будет сматывать или накручивать свой канат, то стрела вместе с ковшевой рукоятью будет опускаться вниз или подниматься вверх, поворачиваясь в вертикальной плоскости, так как пята ее укреплена к поворотной платформе шар-



Фиг. 123. Схема устройства и принцип работы диггера:

— 1 — стрела диггера, 2 — ковшевая рукоять, 3 — ковш, 4 и 7 — блоки, 5 — опорная мачта, 6 — жесткая тяга, 8 — подъемный канат, 9 — тяговый канат, 10 — направляющий блок.

нирно. Следовательно, действуя одновременно или поочередно подъемным и тяговым механизмами, можно производить черпание, подъем и разгрузку ковша.

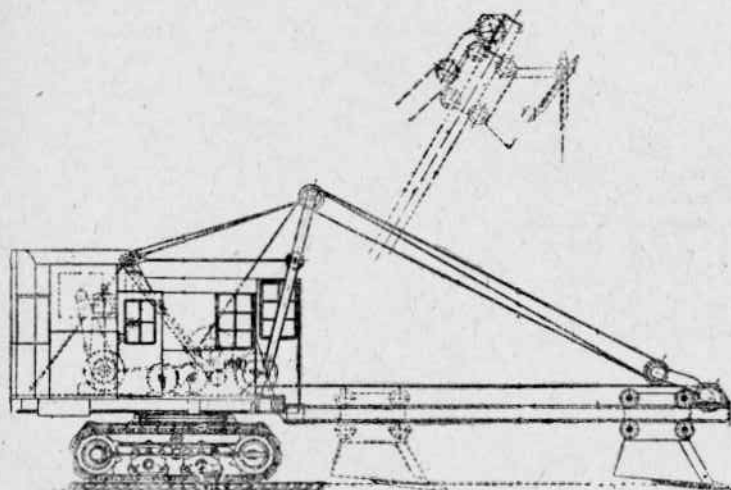
Режущая стенка ковша снабжается зубьями и в большинстве случаев делается откидной, благодаря чему ковш может разгружаться при любом положении рукояти относительно стрелы.

В горном деле диггер может найти применение для вскрышных и добычных работ в тех случаях, когда кровля и почва пласта или пластообразной залежки полезного ископаемого имеют волнистую

форму, а также для различного рода вспомогательных работ, например, для проходки дренажных канав, устройства котлованов и т. п.

С к и м м е р. Рабочее оборудование скиммера (струга) (фиг. 124) отличается от дитчера только тем, что у него отсутствует ковшевая рукоять, и ковш с помощью роликов подвешивается непосредственно на стреле; благодаря роликам он может скользить вдоль стрелы вперед и назад.

Для переоборудования механической лопаты на скиммер необходимо заменить стрелу и ковш и установить дополнительную мачту на переднем конце поворотной платформы и тяговый барабан. Если же требуется переоборудовать дитчер на скиммер, то достаточно заменить только ковш, так как стрела, дополнительная



Фиг. 124. Схема устройства скиммера.

мачта и тяговый барабан для скиммера и дитчера] используются одни и те же.

Скиммер производит выемку породы слоями при высоте забоя около 0,6 м. При черпании ковш скиммера движется вперед по стреле, находящейся в более или менее горизонтальном положении. Это движение совершается под действием усилия тягового каната, который с барабана проходит на головной блок стрелы и, обогнув его, укрепляется к ковшу. Для разгрузки ковша стрела поднимается с помощью подъемного каната, один конец которого намотан на барабан лебедки, а второй, обогнув систему блоков дополнительной мачты и стрелы, укрепляется свободным концом к головке мачты или стрелы.

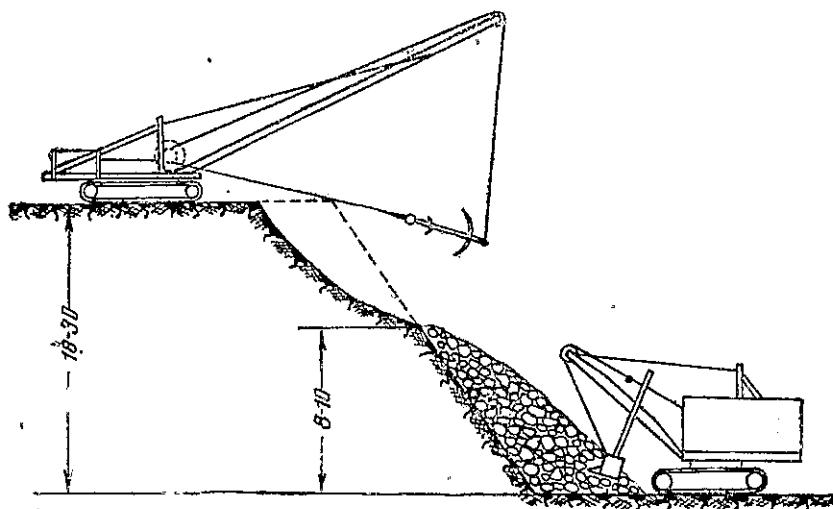
После разгрузки ковш опускается вниз, в положение для следующего черпания, под действием силы собственной тяжести.

Режущая стенка ковша скиммера снабжается зубьями и делается откидной, как и у дитчера. В момент разгрузки эта стенка открывается машинистом с помощью каната, соединенного с запорным устройством ковша.

В горном деле скиммер иногда применяется на очистных работах при выемке маломощных, горизонтально залегающих пластов угля (США), а также для подчистки кровли пласта полезного ископаемого и удаления плотных напоров небольшой мощности там, где применение драглайна становится невозможным.

Б а к ф и л л е р. Рабочее оборудование бакфиллера или канавозасыпателя по своей конструкции ничем не отличается от драглайна, за исключением ковша, который в данном случае заменяется скребком, или так называемым щитом, напоминающим по своей форме обычный скрепер.

Кроме того, для разрыхления слежавшихся отвалов бакфиллеру придется иногда подвесной рутер, который, в случае надобности, прицепляется впереди щита.



Фиг. 125. Использование бакфиллера для понижения высоты уступа.

Бакфиллеры в том виде, в каком они обычно используются на строительных работах при засышке водопроводных и канализационных канав, в горном деле не применяются. В последнее время в нерудной промышленности США бакфиллерами стали пользоваться для опускания бортов уступов с целью понижения их высоты и обеспечения условий безопасности работы механических лопат, когда высота уступов в сравнительно мягких породах превышает максимальную высоту черпания экскаватора в 2—3 раза (фиг. 125). В таких случаях щит или скребок бакфиллера заменяется подвесным рутером, который по своей форме напоминает якорь с четырьмя взаимно перпендикулярными зубьями.

Рабочим оборудованием бакфиллера обычно снабжаются малые универсальные экскаваторы с ковшом емкостью 0,3—0,5 м³; длина стрелы их достигает 9—11 м. Подобные экскаваторы у нас в Союзе изготовлялись на Кунгурском экскаваторном заводе (модель

М-Г-Д-В) и на московском заводе «Машиностроитель» (экскаватор «Комсомолец»).

Помимо рассмотренных выше типов сменного рабочего оборудования, всякий одноковшевый экскаватор может быть использован в качестве подъемного крана при любом типе стрелы и при наличии одного только подъемного барабана.

§ 4. Конструктивные особенности малых универсальных экскаваторов

В предыдущем параграфе рассматривались важнейшие детали и кинематические схемы применительно к полууниверсальным экскаваторам с ковшами емкостью от 1,5 до 12 м³, как имеющим наиболее широкое применение в горном деле на вскрышных и очистных работах. Особенностью их является то, что все они, как правило, снабжаются индивидуальными паровыми или электрическими двигателями для подъемного, напорного и поворотного механизмов.

Наличие индивидуальных двигателей для этих механизмов позволяет совмещать во времени, полностью или частично, отдельные операции цикла черпания, благодаря чему продолжительность последнего снижается, а скорость погрузки увеличивается. Эти экскаваторы называют машинами с много моторным приводом.

Важнейшей особенностью малых универсальных экскаваторов с ковшами емкостью от 0,3 до 1,0 м³ является то, что они, как правило, снабжаются одним общим двигателем, приводящим в действие посредством фрикционных сцеплений подъемный, напорный и поворотный механизмы, а также ходовой механизм и вспомогательную лебедку для подъемов стрелы (для изменения угла ее наклона).

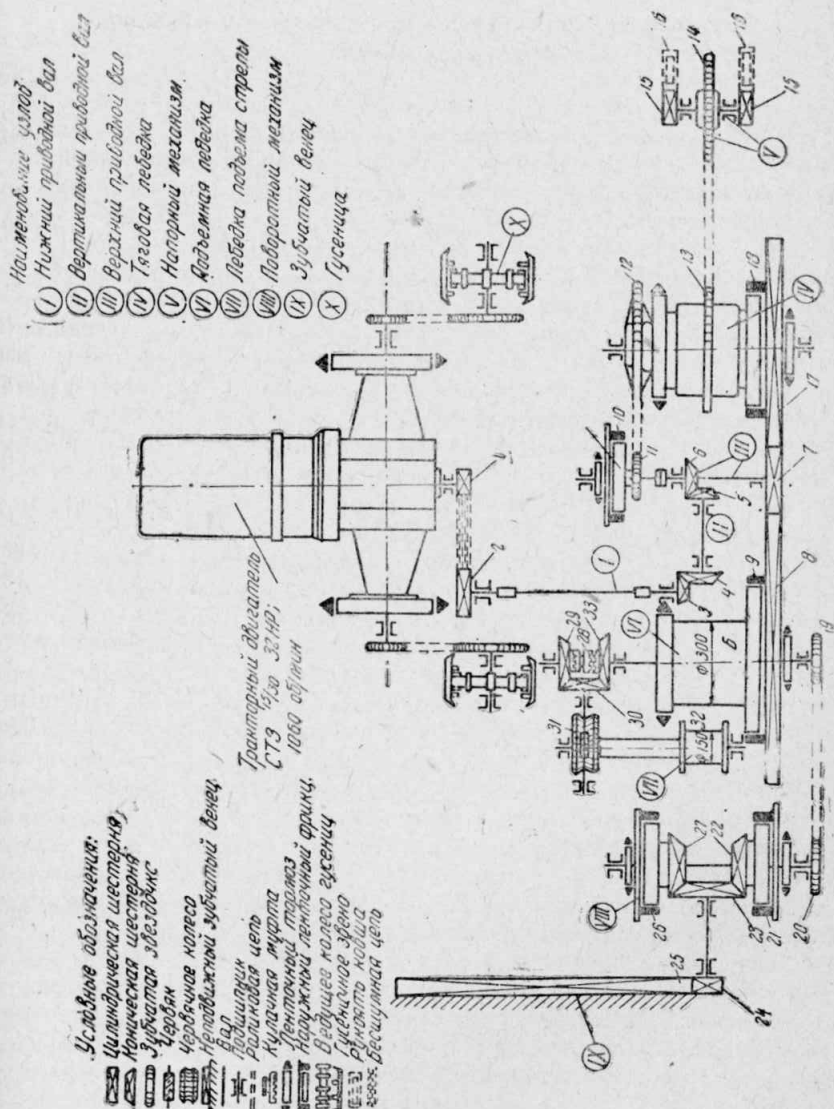
Наличие одного общего двигателя, независимо от рода его энергии, приводит к необходимости увеличения числа промежуточных передач, вследствие чего общее число их от вала двигателя до рабочего органа (барабана, рукоятки, зубчатого венца) вместо обычных 2—4 ступеней на много моторных экскаваторах, возрастает до 6—8 ступеней, а иногда и более.

В результате усложнения передач коэффициент полезного действия механизмов несомненно снижается. С другой стороны, при одномоторном приводе возможность совмещения отдельных операций цикла черпания исключается, и все они могут выполняться только в последовательном порядке. Эти экскаваторы называются машинами с одним моторным приводом.

Кинематические схемы механизмов универсальных экскаваторов с одномоторным приводом, как советских, так и зарубежных заводов, в отдельных узлах весьма разнообразны, однако принципиальная сущность их совершенно одинакова. Типичной в этом отношении является схема механизмов советского универсального экскаватора модели М-Г-Д-В, изготовленного Кунгурского экскаваторного завода, представленная на фиг. 126 в развернутом на горизонтальную плоскость виде.

Ознакомившись с условными обозначениями деталей, приведенными на фиг. 126, нетрудно проследить передачу движений подъ-

емному, напорному и поворотному механизмам. Эти движения осуществляются через цилиндрические и конические шестерни, зубчатые звездочки с роликовыми цепями и ленточные фрикционы, обо-



Фиг. 126. Схема механизмов универсального экскаватора М-І-Д-В с рабочим оборудованием механической лопаты (емкость ковша 0,35 м³)

значенные на фиг. 126 цифрами и буквами. Порядок сцеплений при этом следующий:

- а) Подъемный механизм: 1—2—3—4—5—6—7—8—9— барабан *Б*.
- б) Напорный механизм (подача рукоятки с ковшом вперед): 1—2—3—4—5—6—10—11—12—13—14—15—16.
- в) Напорный механизм (подача рукоятки с ковшом назад): 1—2—3—4—5—6—7—17—18—13—14—15—16.
- г) Поворотный механизм (поворот влево): 1—2—3—4—5—6—7—8—19—20—21—22—23—24—25.
- д) Поворотный механизм (поворот вправо): 1—2—3—4—5—6—7—8—19—20—26—27—23—24—25.

Для подъема и спуска стрелы при изменении угла наклона ее к горизонту, а также для подъема и спуска при монтаже и демонтаже на экскаваторе М-1-Д-В, как и на всяком другом, имеется вспомогательная лебедка с червячной парой 31 и барабаном 32, который включается следующим образом:

- а) Подъем стрелы 1—2—3—4—5—6—7—8—28—29—30—31—32.
- б) Спуск стрелы: 1—2—3—4—5—6—7—8—28—33—30—31—32.

Понятно, что конические шестерни поворотного реверса 22, 27, шестерни реверса лебедки для подъема стрелы 29—33, а также зубчатые звездочки 11, 13, цилиндрическая шестерня 17 с фрикционом 18 и подъемный барабан *Б* посажены на своих валах свободно, а все остальные шестерни, звездочки и фрикционы — на шпонках. Кулачковая муфта 28 посажена на шпонке и имеет возможность скользить вдоль вала, она может занимать нейтральное положение или сцепляться с втулками одной из шестерен реверса 29 или 33.

На схеме, изображенной на фиг. 126, видно, что напорный вал в данном случае приводится в движение посредством цепной передачи с зубчатыми звездочками 13—14. Кроме цепной передачи на универсальных экскаваторах с одномоторным приводом очень часто для напорного механизма применяется канатная передача; тогда зубчатые звездочки заменяются барабанами.

Малые универсальные экскаваторы строятся полноповоротными и неполноповоротными, с углом поворота стрелы в пределах 240—270°. В горном деле они применяются на вскрышке и добыче при малых масштабах работ, когда вмещающие или покрывающие породы и полезные ископаемые обладают небольшой крепостью. Кроме того они используются на различного рода вспомогательных работах (проходка дренажных канав, погрузка руды на аварийных складах, постройка рудничных железнодорожных и автомобильных путей и т. п.).

Экскаваторы с ковшами емкостью 0,3—0,75 м³ в большинстве случаев в качестве силовой установки имеют двигатель внутреннего сгорания и сравнительно реже — электродвигатель или паровую машину. Достоинством их является небольшой вес и возможность быстрого перевода с одного участка работы на другой, причем в случае более или менее значительных расстояний они перевозятся без демонтажа, на грузовых автомобилях. Поэтому они наиболее удобны для разработки отдельных, изолированных участков, или отдельных, изолированных рудных тел с небольшими запасами полезного иско-

паемого, разработка которых может быть осуществлена в короткий срок без сооружения электростанции или линии электропередач.

§ 5. Конструктивные особенности мощных вскрышных экскаваторов

К машинам этого типа относятся экскаваторы с ковшами емкостью от 6 до 27 м³. Они строятся специально для производства вскрышных работ без транспорта породы подвижными или стационарными двигателями, так как эта операция выполняется в таких случаях самим экскаватором путем перевалки породы непосредственно в отвалы, размещаемые в выработанном пространстве.

Мощные вскрышные экскаваторы строятся и применяются только с рабочим оборудованием механической лопаты и режущей — драглайна и, следовательно, по принципу работы ничем не отличаются от полунниверсальных экскаваторов нормальных размеров. Однако в конструктивном отношении они не являются результатом простого увеличения размеров экскаваторов существующих типов, так как тогда получились бы чрезмерно тяжелые, медлительные в работе и дорогие в эксплуатации машины.

Важнейшие конструктивные особенности вскрышных экскаваторов, заслуживающие наибольшего внимания, относятся к ходовому устройству, напорному и подъемному механизмам и к рабочему оборудованию (стрела, рукоять).

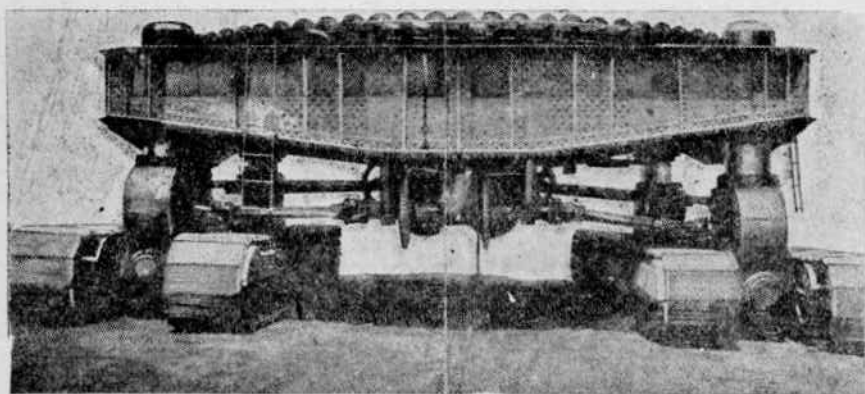
Ходовое устройство. Большой вес вскрышных экскаваторов, достигающий 650—1200 т, вызывает необходимость иметь достаточно большую опорную поверхность гусениц с таким расчетом, чтобы давление на грунт не превышало 4,0—4,5 кг/см². Фактически давление на грунт у вскрышных экскаваторов существующих типов в среднем изменяется в пределах от 2,5 до 3,5 кг/см², что достигается путем применения гусеничных тележек, на которые опирается каждый из четырех углов главной рамы (фиг. 127).

Гусеничные тележки не только обеспечивают более равномерную передачу давления от веса машины на сравнительно большую площадь, но и значительно упрощают возможность выравнивания главной рамы экскаватора в горизонтальной плоскости при работе на неровной поверхности. С этой целью главная рама опирается на гусеничные тележки при посредстве винтовых или гидравлических домкратов.

При винтовых домкратах, например на экскаваторах «Быосайрус» модели 750-В, главная рама опирается на каждую пару гусеничных тележек с помощью промежуточного или соединительного моста. Всего на экскаваторе имеется, следовательно, два таких моста; на концах одного из них смонтированы винтовые домкраты. Каждый домкрат приводится в действие индивидуальным электромотором (фиг. 128), посредством червячной передачи.

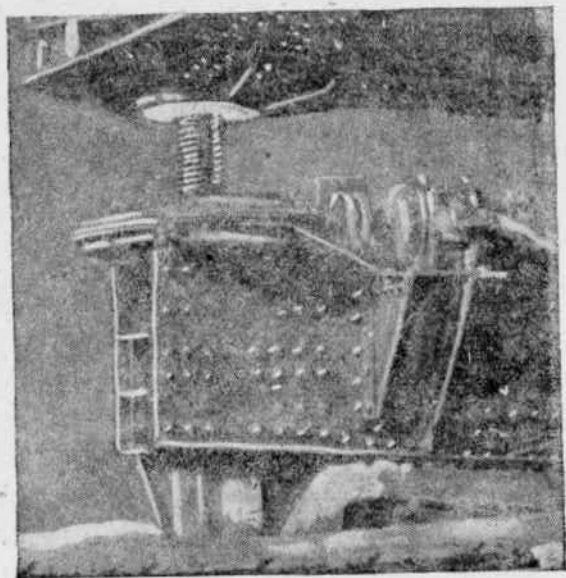
В последнее время на вскрышных экскаваторах более широкое применение для приведения главной рамы в горизонтальное положение получили гидравлические домкраты, как более совершенные и допускающие наибольшую автоматизацию управления.

Общий вид гусеничной тележки экскаваторов «Маршон» моделей 5320 и 5480, снабженных гидравлическими домкратами, и разрез



Фиг. 127. Общий вид ходового устройства, состоящего из четырех гусеничных тележек (экскав. модели 5480).

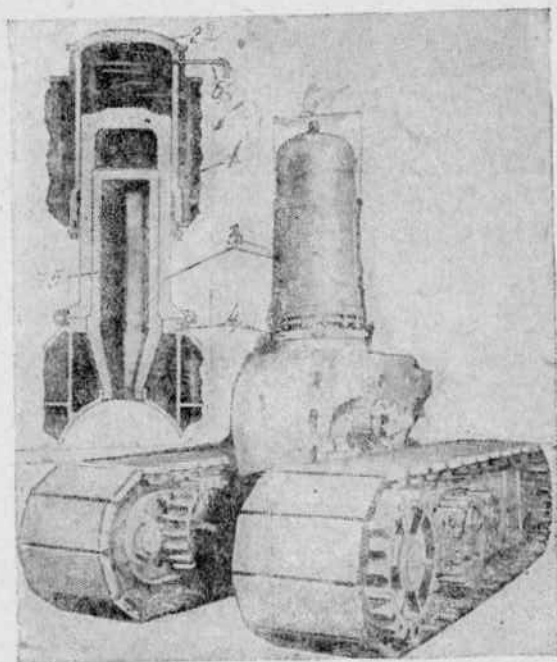
этих домкратов приведены на фиг. 129. В каждом углу главной рамы заделываются стальные литые втулки 1, внутри которых помещаются



Фиг. 128. Винтовой уравнильный домкрат с электроприводом (экскав. модели 750-В).

цилиндры домкратов 2. Пустотелый плунжер 3 верхним концом входит в цилиндр 2, а нижним с помощью фланца опирается на корпус

подпятника 4, который, в свою очередь, опирается на главную ось гусеничной тележки. Кроме того, плунжер своими внутренними запечками опирается на пустотелый сердечник 5, нижний конический конец которого входит в гнездо подпятника. В верхней части цилиндра 2, где при крайнем верхнем положении плунжера образуется кольцевой зазор, укреплена маслопроводная трубка 6, через которую жидкость (масло) впускается и выпускается из цилиндра.



Фиг. 129. Гусеничная тележка с плунжером и разрез гидравлического цилиндра (экскават. модели 5480).

1 — стальная литая втулка, 2 — цилиндр домкрата, 3 — пустотелый плунжер, 4 — подпятник, 5 — пустотелый сердечник, 6 — маслопроводная трубка.

Все цилиндры домкратов соединены между собой трубопроводами попарно, как показано на схеме (фиг. 130), и каждая пара в свою очередь присоединяется к насосам и к аккумулирующему масляному баку.

Перед началом работы главная рама приводится в горизонтальное положение следующим образом:

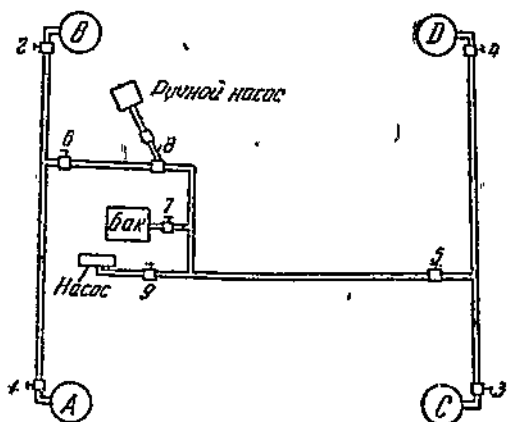
Предположим, что для выравнивания рамы необходимо приподнять один только угол ее, где расположен цилиндр домкрата, обозначенный буквой А. Для этого поворотная платформа устанавливается в такое положение, чтобы стрела занимала среднее положение между цилиндрами С и D, благодаря чему на них будет передаваться большая часть нагрузки, чем на цилиндры А и В. После

этого открываются краны 1, 3, 4, 5 и 6. Масло из цилиндров *C* и *D* под влиянием увеличенной нагрузки на них будет перетекать в цилиндр *A*, вследствие чего этот угол будет приподниматься, а углы *C* и *D* — опускаться до тех пор, пока рама не примет горизонтального положения. Как только рама выровняется — закрываются в первую очередь краны 5 и 6, а затем все остальные.

Если для выравнивания рамы нужно приподнять какой-нибудь другой угол, то перед открытием кранов поворотная платформа всегда устанавливается в такое положение, чтобы стрела занимала среднее положение между противоположной парой цилиндров, соединенных между собой одним маслопроводом, т. е. между цилиндрами *A* и *B* или между *C* и *D*. После этого

открывается кран цилиндра поднимаемого угла в двух противоположных, между которыми стрела занимает среднее положение, а также краны 5 и 6. Перед началом работы все краны должны быть закрыты.

Подобным же способом происходит одновременный подъем двух углов рамы. Например, если требуется поднять углы *A* и *B*, то стрела поворачивается в промежуточное положение между цилиндрами *C* и



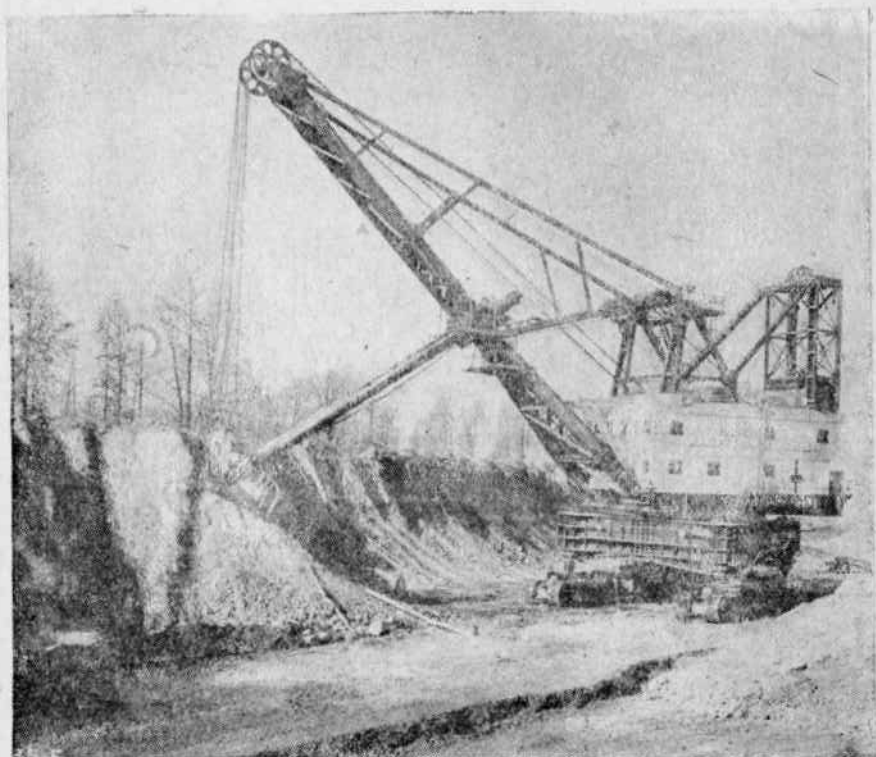
Фиг. 130. Схема соединения гидравлических цилиндров уравнительных домкратов.

D, после чего открываются сначала краны 1, 2, 3, 4, 5, а затем медленно — кран 6. Как только рама примет горизонтальное положение, — кран 6 немедленно закрывается; вслед за ним закрывается кран 5, а затем все остальные.

Стрела и напорный механизм. На вскрышных экскаваторах новейших моделей с ковшами емкостью 23—27 м³ (фиг. 131), стрела, поворотная платформа и мачта-двунога представляют собой единую жесткую конструкцию, напоминающую ферму мостового типа, для чего поддерживающие канаты, соединяющие голову стрелы с мачтой двуногой, заменены жесткими тросами. Это позволило достичь большой прочности при значительно меньшем весе по сравнению с обычными конструкциями стрелы корабчатого типа.

В целях максимально возможного облегчения конструкции стрелы на последних моделях вскрышных экскаваторов напорный механизм устанавливается не на стреле, а на поворотной платформе. Так, например, на экскаваторах Бьюсайрус модели 950-В, напорный двигатель установлен на поворотной платформе, а передача движения ковшевой рукояти осуществляется с помощью канатов, как на ма-

лых универсальных экскаваторах. Отличительной особенностью, однако, в данном случае является применение трубчатой ковшевой рукояти, при наличии которой: 1) значительно упрощается сочленение ее с напорным валом; 2) упрощается и облегчается конструкция самой рукояти, так как она состоит не из двух, как это часто бывает, а только из одного рычага; 3) устраняется возможность возникнове-



Фиг. 131. Общий вид вскрышного экскаватора Бьюсайрус модели 950-B с ковшом емкостью $23,0 \text{ м}^3$.

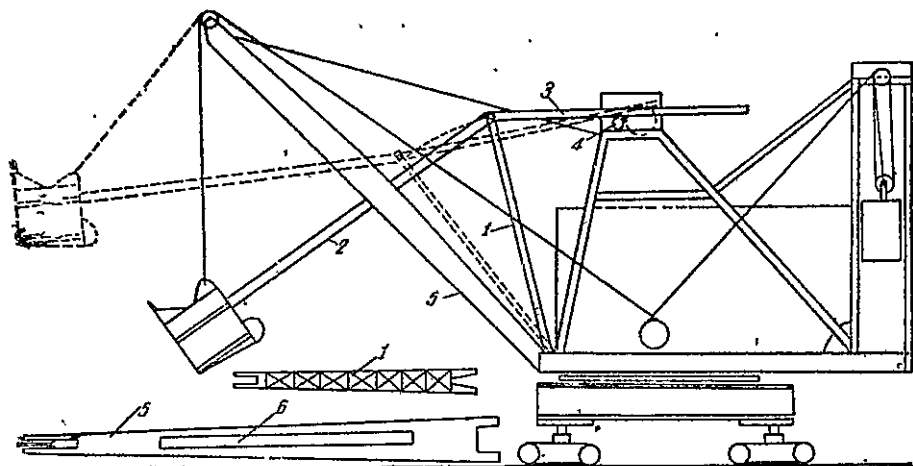
ния распирающих усилий, что имеет место при однорычажной рукояти внутреннего типа прямоугольного или квадратного сечения и 4) не требуется напорных шестерен и зубчатых реек.

Совершенно новая разновидность напорного механизма с зубчатой передачей применена на вскрышном экскаваторе «Марион» модели 5561 с ковшом емкостью в $26,8 \text{ м}^3$. Схема этого механизма, который может быть назван балансирым, приведена на фиг. 132. На поворотной платформе у пяти стрелы укрепляется шарнирно балансир 1, изготовленный в форме плоской решетчатой фермы. К верхнему концу балансира присоединяются также шарнирно ковшевая рукоять 2 и рычаг 3, к нижней плоскости которого укреплена зубчатая рейка. Напорный двигатель вместе с зубчатой передачей уста-

новлен на специальной площадке, помещенной на вершине мачты-двуноги. Зубчатая рейка рычага 3 удерживается в постоянном зацеплении с напорной шестерней 4 обычным способом при помощи направляющего аппарата роликового или ползункового типа.

Стрела 5 имеет продольный прорез 6 для ковшевой рукояти, в котором последняя может свободно перемещаться вверх и вниз.

Достоинство балансирного напора заключается в том, что он не только полностью разгружает стрелу от собственного веса напорного механизма, но и от напорных усилий, которые в данном случае, минуя стрелу, передаются непосредственно на мачту-двуногу и на поворотную платформу. Это дает возможность значительно об-



Фиг. 132. Схема вскрышного экскаватора с балансирным напорным механизмом и уравновешенным ковшом:

1 — балансир, 2 — ковшевая рукоять, 3 — рычаг, 4 — напорная шестерня, 5 — стрела, 6 — продольный прорез.

легчить конструкцию стрелы и увеличить ее длину, благодаря чему соответственно увеличиваются и рабочие размеры экскаватора (высота и радиус черпания, высота и радиус разгрузки и т. п.).

Контргруз и подъемный механизм. На полноповоротных экскаваторах рабочее оборудование — ковш, рукоять, стрела — уравновешиваются контргрузом, который обычно в виде чугунных слитков помещается в заднем конце поворотной платформы. Вес контргруза для экскаваторов различной мощности изменяется в довольно широких пределах и зависит главным образом от общей конструкции экскаватора и рода силовой установки. Так, например на паровых экскаваторах он почти вдвое меньше, чем на электрических, при одинаковой мощности и емкости ковша.

На электрических полноповоротных экскаваторах относительный вес контргруза, выраженный в процентах к общему весу машины в рабочем состоянии, в большинстве случаев постепенно возрастает с увеличением мощности экскаваторов.

На малых универсальных электрических экскаваторах, с ковшами емкостью 0,3—1,0 м³, вес контргруза в среднем составляет 6—10% от рабочего веса; на наиболее распространенных в горном деле экскаваторах, с ковшами емкостью 1,5—3,06 м³, вес контргруза изменяется в пределах 12—14% от рабочего веса, на экскаваторах с ковшами 6—12 м³ — составляет в среднем 15—17% от рабочего веса и на экскаваторах с ковшами свыше 12 до 27 м³ — соответственно около 18—20%.

Таким образом с увеличением мощности экскаваторов вес контргруза возрастает не пропорционально, а прогрессивно. Так, например, на экскаваторе «Бьюсайрус» модели 10-В с ковшом механической лопаты 0,29 м³ при рабочем весе 7,6 т, вес контргруза равен всего лишь 0,45 т, или 5,95% от рабочего веса. На экскаваторе того же завода модели 750-В с ковшом 12,24 м³ при рабочем весе 841,5 т, вес контргруза достигает 136 т, или примерно 16,15% от рабочего веса. На экскаваторах с ковшами 23—27 м³ вес контргруза достигает 200 т и более, т. е. значительно превышает полный рабочий вес экскаваторов с ковшами 2,23—3,06 м³¹.

Естественно, что при сооружении мощных вскрышных экскаваторов возникла мысль об активизации этого мертвого веса, так как по своей величине, достигающей 136—200 т металла, его достаточно для устройства любых приспособлений, облегчающих работу двигателей. Самое простое решение этого вопроса заключалось в замене неподвижного контргруза подвижным, с использованием его силы тяжести для частичного уравнивания порожнего ковша при спуске.

С этой целью на заднем конце поворотной платформы, как это видно на фиг. 131 и 132, устанавливается металлический копер, внутри которого помещается подвижной контргруз. Один конец каната укреплен к блоку полспаста подвижного контргруза, а другой намотан на барабан подъемного механизма; т. е. порожний ковш и половина веса ковшевой рукоятки могут быть частично или полностью уравновешены, благодаря чему мощность подъемного двигателя может быть уменьшена на 25—40% по сравнению с той, которая потребовалась бы без уравнивания ковша. Понятно, что с уменьшением мощности подъемного двигателя сокращается удельный расход энергии, и, самое важное, значительно уменьшаются перегрузочные шкивы на электроподстанциях.

Кроме указанных выше конструктивных особенностей вскрышных экскаваторов они имеют и другие видоизменения и усовершенствования отдельных деталей или даже целых агрегатов. В частности на них, как правило, устанавливается по два поворотных механизма, работающих синхронно и обеспечивающих более плавное трогание, быстрый поворот и более быструю остановку поворотной платформы перед загрузкой и разгрузкой ковша. Подъемный механизм приводится в движение двумя двигателями. Гусеничные тележки, например на экскаваторах модели 950-В, снабжаются индивидуальными двигате-

¹ Экскаватор модели 120-В с ковшом емкостью 3,06 м³ имеет рабочий вес около 154 т.

лямп, и поэтому передвижка экскаватора может производиться независимо от работы подъемных двигателей и совмещается во времени с поворотом и спуском ковша.

Конструктивные усовершенствования, внесенные на мощных вскрышных экскаваторах, в значительной части могут быть использованы и фактически уже используются также и на экскаваторах средней мощности, с ковшами емкостью 1,5—4,0 м³. В частности, цилиндрическая рукоять и канатный напор уже применяются на экскаваторах 54-В с удлиненной стрелой при емкости ковша 1,53 м³, а также на экскаваторах других моделей.

§ 6. Силовое оборудование экскаваторов

Силовые установки одноковшевых экскаваторов, приводящие в движение подъемный, поворотно-поворотный и поворотный механизмы, по роду используемой ими энергии подразделяются на четыре главных вида: 1) паровые, 2) электрические, 3) с двигателями внутреннего сгорания и 4) комбинированные или смешанные, например дизель-электрические, газопоршнево-электрические и т. п.

Электрические силовые установки бывают двух типов:

1) с непосредственным приводом механизмов от электродвигателей трехфазного переменного тока,

2) с приводом механизмов электродвигателями постоянного тока, получающими энергию от динамомашин, приводимой в движение мотором трехфазного переменного тока.

В свою очередь электрические силовые установки постоянного тока, в зависимости от способа питания двигателей энергией, бывают двух родов: 1) установки с питанием от одного общего генератора и 2) установки с индивидуальными генераторами для каждого двигателя (система Вард-Леонарда).

Таким образом для одноковшевых экскаваторов наиболее характерными являются шесть типов силовых установок: 1) паровые машины, 2) двигатели внутреннего сгорания, 3) электрические моторы трехфазного переменного тока, 4) электрические моторы постоянного тока с питанием от одного общего генератора, 5) электрические моторы постоянного тока с питанием от индивидуальных генераторов для каждого двигателя по способу Вард-Леонарда и 6) дизель-электрические, когда в качестве первичного двигателя используются двигатели Дизеля или какой-нибудь другой двигатель внутреннего сгорания, приводящий в движение одну или несколько динамо-машин, а в качестве рабочих двигателей применяются моторы постоянного тока.

Условия работы одноковшевых экскаваторов, как известно, характеризуются крайней неравномерностью нагрузок, обусловленной непостоянством сопротивлений при движении ковша по забойу в моменты черпания, очень большими кратковременными перегрузками, чрезвычайно частыми пусками в ход, остановками и реверсированием, а также сильными толчками и сотрясениями. Кроме того на открытых горных работах экскаваторам приходится работать в течение круглого года иногда в очень тяжелых климатических усло-

виях, когда летние ливни и грозы сменяются осенними продолжительными дождями и заморозками, а затем зимними выюгами и морозами. Поэтому к экскаваторным силовым установкам предъявляются особо высокие требования как в отношении прочности, так и в отношении характера изменения скорости и крутящего момента двигателей под влиянием изменяющихся нагрузок.

Перечисленные выше основные типы силовых установок, применяемых на одноковшевых экскаваторах, имеют далеко не одинаковые, так называемые механические характеристики, т. е. неодинаковый закон изменения величины крутящего момента и числа оборотов двигателя при изменении нагрузки, а поэтому и степень соответствия их условиям работы одноковшевых экскаваторов также различна.

Поэтому при выборе экскаваторов с силовой установкой того или иного типа необходимо учитывать не только общие эксплуатационно-технические достоинства и недостатки их, но и вполне сознательно оценивать степень пригодности экскаваторов для тяжелых условий работы в различных по своему характеру забоях открытых разработок.

1. Паровые машины

Зависимость между числом оборотов и величиной вращающего момента, развиваемого на валу двигателя, носит название механических характеристик. Математически эта зависимость для паровой машины может быть определена следующим образом. Вращающий момент M (кгм), развиваемый на валу двигателя, определяется равенством:

$$M = P \cdot r, \quad (1)$$

где P — тангенциальное усилие на валу двигателя (кг), r — радиус вала (м).

С другой стороны, полезная мощность на валу паровой машины, выраженная в л. с., равна;

$$N_e = \frac{Pv}{75}, \quad (2)$$

где v — окружная скорость вала, м/сек. Через число оборотов вала (n) она выражается:

$$v = 2\pi r \frac{n}{60}. \quad (3)$$

Индикаторная мощность паровой машины равна:

$$N_i = \frac{N_e}{\eta} = \frac{Pv}{\eta \cdot 75}, \quad (4)$$

где η — коэффициент полезного действия шатунно-кривошипной передачи.

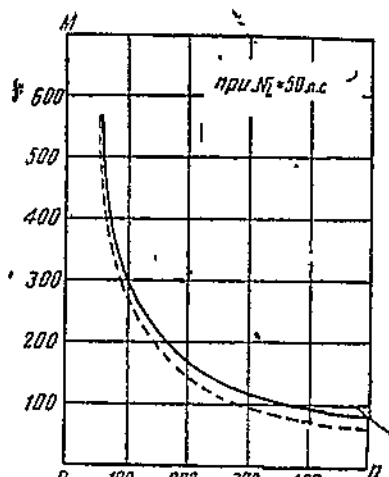
Подставляя в выражение (4) значения P и v из выражений (1) и (3), получим:

$$N_i = \frac{M}{r} \cdot \frac{2\pi r n}{\eta \cdot 60 \cdot 75} = \frac{Mn}{716 \eta},$$

откуда

$$M = 716 \eta \frac{N_1}{n} \quad (5)$$

Построив по этому уравнению характеристическую кривую в функции $M = f(n)$ при $N_1 = \text{const}$ (например при $N_1 = 50 \text{ л. с.}$), при различных числах оборотов n мы получили бы точную равноплечую гиперболу, как показано на фиг. 133 пунктиром. В действительности, однако, как показывает опыт, величина индикаторной мощности с увеличением числа оборотов не остается постоянной, а, хотя и незначительно, но увеличивается, поэтому и характеристическая кривая несколько отклоняется от равноплечей гиперболы, но явно сохраняет свой гиперболический характер.



Фиг. 133. Механическая характеристика паровой машины $M = f(n)$.

Эта кривая наглядно показывает, что паровая машина на увеличение нагрузки реагирует уменьшением числа оборотов и увеличением вращающего момента и, наоборот, с уменьшением нагрузки число оборотов возрастает, а вращающий момент снижается. Весьма важным при этом является тот факт, что возрастание крутящего момента при увеличении нагрузки происходит не за счет увеличения мощности, а за счет снижения числа оборотов.

Другим важным свойством паровой машины, как это показывает

характеристическая кривая, является ее способность при пуске, т. е. при малых числах оборотов, сразу развивать большой трогательный момент.

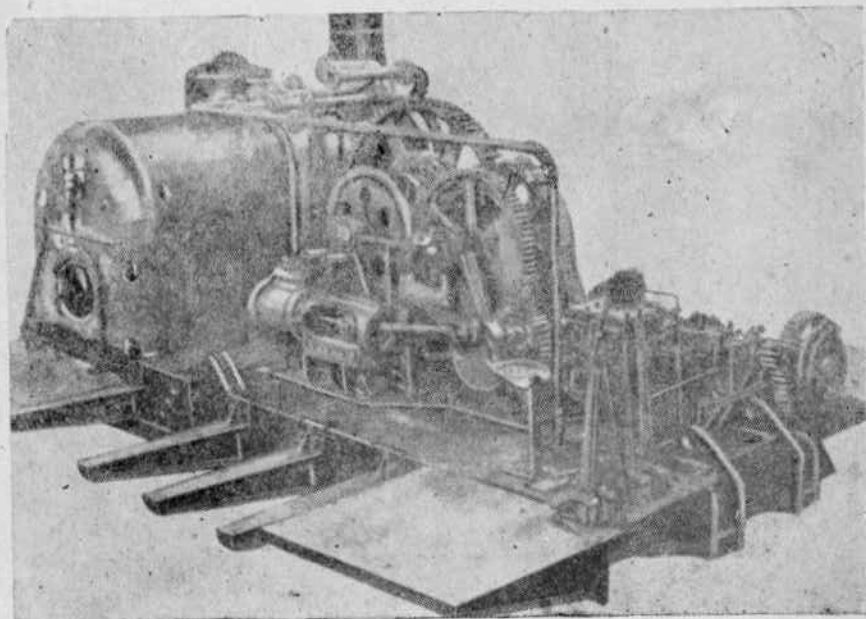
Таким образом по своей механической характеристике паровая машина является почти идеальным двигателем применительно к условиям работы экскаватора, так как при встрече зубьями ковша в момент черпания случайных препятствий, например крупных валунов, твердых прослоек породы и т. п., она автоматически увеличивает вращающий момент за счет снижения скорости, а когда препятствие пройдено, она также автоматически возвращается к нормальному числу оборотов и к нормальному крутящему моменту. В периоды пуска она сразу развивает большой трогательный момент, что особенно важно для поворотных двигателей, которым приходится преодолевать в короткие промежутки времени инерцию покоя всей вращающейся надстройки экскаватора, вес, а следовательно и масса которой весьма значительны по сравнению с весом самой машины.

В конструктивном отношении паровые машины, устанавливаемые на экскаваторах, принципиально не отличаются от обычных паро-

вых машин (устройство цилиндров, золотниковое парораспределение, шатунно-кривошипная передача и т. п.), но тем не менее они имеют некоторые особенности, обусловленные характером их работы.

Прежде всего для того, чтобы паровые машины на экскаваторах действительно могли работать по характеристической кривой, близкой к гиперболе (фиг. 133), они никогда не снабжаются регуляторами числа оборотов. Благодаря этому изменение величины крутящего момента и скорости движения ковша происходит автоматически, под влиянием увеличения или уменьшения нагрузки.

С другой стороны, для того чтобы можно было по желанию увеличивать или уменьшать индикаторную мощность машины, они снаб-



Фиг. 134. Общий вид паросиловой установки экскаватора с горизонтальными машинами (модель 120-В).

жаются дроссельными клапанами или дроссельными заслонками, которые путем мятя пара изменяют его давление.

Другая особенность паровых машин, устанавливаемых на экскаваторах, заключается в отсутствии у них маховиков, так как по условиям чрезвычайно частого реверсирования они должны обладать самым минимальным маховым моментом.

Паровые машины для экскаваторов обычно изготавливаются сдвоенными вертикальными или чаще горизонтальными, простого действия, без конденсаторов, с выпуском пара в атмосферу.

Цилиндры подъемной паровой машины, как правило, монтируются на станинах подъемного механизма (фиг. 134), один из которых рас-

полагается справа, а другой слева от подъемного барабана, и работают на один общий коленчатый вал.

Поворотная и напорная машины в большинстве случаев делаются совершенно одинаковыми как по мощности, так и по конструкции, в целях упрощения ремонта и замены их деталей.

2. Двигатели внутреннего сгорания

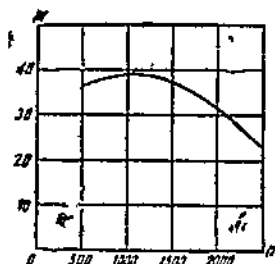
Так как двигатели внутреннего сгорания являются поршневыми двигателями, как и паровые машины, то теоретически для них зависимость между крутящим моментом и числом оборотов выражается тем же равенством, что и для паровых машин, т. е.

$$M = 716 \eta \frac{Nl}{n}.$$

Следовательно, если бы с изменением числа оборотов индикаторная мощность оставалась постоянной, то при графическом изображении этой зависимости мы также получили бы равноплечую гиперболу. Если же с увеличением числа оборотов индикаторная мощность увеличивалась бы при таких же соотношениях, как в паровых машинах, то мы получили бы характеристическую кривую $M = f(n)$, весьма близкую к гиперболе.

В действительности, однако, в двигателях внутреннего сгорания с увеличением числа оборотов индикаторная мощность увеличивается значительно медленнее по сравнению с числом оборотов. Это объясняется тем, что с увеличением числа оборотов среднее индикаторное давление газа в цилиндрах несколько снижается из-за возрастающего сопротивления прохождению газов по трубопроводам и через клапаны, вследствие чего наполнение цилиндров горючей смесью при впуске уменьшается. Кроме того с увеличением числа оборотов охлаждающее действие стенок цилиндров также снижается.

Фиг. 135. Механическая характеристика двигателя внутреннего сгорания $M = f(n)$.



По этим причинам двигатели внутреннего сгорания в известных пределах изменения числа оборотов работают практически почти с постоянным крутящим моментом при различных нагрузках. Характеристическая кривая $M = f(n)$ для двигателя мощностью около 50—55 л. с., изображенная на фиг. 135, является типичной для двигателей внутреннего сгорания. В данном случае, например при изменении числа оборотов в пределах 500—1500 об/мин., крутящий момент изменяется весьма незначительно, и далее, например с уменьшением нагрузки, т. е. с увеличением числа оборотов, он уменьшается более резко.

Таким образом наибольший вращающий момент, соответствующий нормальной мощности двигателя, с увеличением нагрузки, например, когда ковш экскаватора встречает случайное препятствие, не может далее увеличиваться автоматически, как в паровых машинах,

за счет снижения числа оборотов, а может быть увеличен лишь за счет увеличения мощности. По этой причине мощность двигателей внутреннего сгорания при установке их на экскаваторах принимается с запасом на 30—50% по сравнению со средней мощностью, которая была бы достаточна в случае установки паровых машин.

Итак, по своей механической характеристике, двигатели внутреннего сгорания в качестве непосредственного привода не вполне соответствуют условиям работы одноковшовых экскаваторов, так как на увеличение нагрузки они не могут реагировать таким же увеличением крутящего момента за счет уменьшения числа оборотов, как паровые машины, вследствие чего мощность их приходится увеличивать против нормально необходимой в 1,3—1,5 раза. Тем не менее они довольно часто используются и в качестве непосредственного привода, например на малых универсальных экскаваторах с одномоторными установками, и в качестве первичного двигателя — на дизельэлектрических экскаваторах с многомоторными установками. Важнейшим достоинством их при этом является полная независимость от электроснабжения или водоснабжения и постоянная готовность к работе.

В отношении конструкции двигатели внутреннего сгорания, устанавливаемые на экскаваторах, ничем не отличаются от обычных двигателей этого типа, устанавливаемых на передвижных или стационарных механизмах. В частности, на советских универсальных экскаваторах устанавливались тракторные двигатели СТЗ, ХТЗ или ЧТЗ, поэтому останавливаться на их описании нет необходимости.

3. Электродвигатели переменного тока

Принцип действия асинхронных электродвигателей трехфазного переменного тока основан на том, что при прохождении электрического тока через обмотки полюсов неподвижной части мотора, называемой статором, в них создается вращающееся магнитное поле. Число оборотов этого поля в минуту относительно обмоток статора зависит от частоты тока и числа пар полюсов и равно:

$$n_n = \frac{60f}{p}, \quad (1)$$

где n_n — число оборотов вращающегося магнитного поля статора в минуту;

f — частота или число периодов в секунду,

p — число пар полюсов статора.

Вращающееся магнитное поле пересекает проводники обмоток подвижной части мотора, называемой ротором, и индуцирует в них электрические токи. Индуцированные токи, взаимодействуя с вращающимся магнитным полем, увлекаются последним, вследствие чего ротор начинает вращаться с некоторым отставанием вслед за полем статора.

Ротор всегда вращается медленнее магнитного поля и как бы скользит относительно его, не будучи в состоянии за ним угнаться.

Если через n_p обозначим число оборотов ротора в минуту, то отношение разности $n_n - n_p$ к числу оборотов поля носит название скольжения (S), величина которого, следовательно, равна

$$S = \frac{n_n - n_p}{n_n} \quad (2)$$

Если бы ротор и магнитное поле вращались с одинаковыми скоростями и скольжение равнялось нулю, то проводники обмоток ротора не пересекались бы магнитным полем, следовательно в них не возникало бы индуцированных токов, а поэтому не могло бы быть и вращения ротора.

С другой стороны, чем больше скольжение, тем большее число проводников обмоток ротора пересекается магнитным полем в единицу времени и благодаря этому тем большей силы ток (I) будет в них индуцироваться.

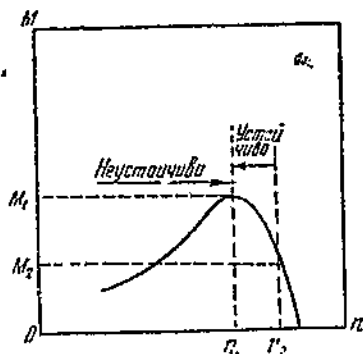
Таким образом сила тока I в обмотках ротора зависит от величины скольжения. В свою очередь, величина вращающего момента, развиваемого на валу двигателя, зависит от силы тока в обмотках ротора I и от напряжения вращающегося магнитного поля V , т. е. $M = k VI$, где k — величина постоянная. С другой стороны с увеличением скольжения ротора напряжение равнодействующего вращающегося поля V уменьшается.

Итак, в трехфазном асинхронном моторе максимально возможное число

оборотов вращающегося магнитного поля определяется равенством (1), а число оборотов ротора не только не может превышать этой величины, но всегда меньше его и, согласно равенству (2), равно: $n_p = n_n (1 - S)$.

С уменьшением же числа оборотов ротора под влиянием нагрузки одновременно возрастает скольжение и связанная с ним сила тока I , а напряжение магнитного поля V снижается, вследствие чего обе эти величины оказывают на величину крутящего момента довольно сложное влияние.

Механическая характеристика трехфазного асинхронного мотора имеет вид кривой, подобной изображенной на фиг. 136. Она показывает, что эти двигатели развивают максимальный вращающий момент при определенном числе оборотов. Дальнейшее увеличение или уменьшение числа оборотов в обоих случаях привело бы к снижению вращающего момента. Совершенно очевидно, что рабочей или устойчивой частью характеристики является только та ее часть, где с увеличением числа оборотов в пределах от n_1 до n_2 вращающий момент уменьшается и, наоборот, а нерабочей — та часть, где одно-

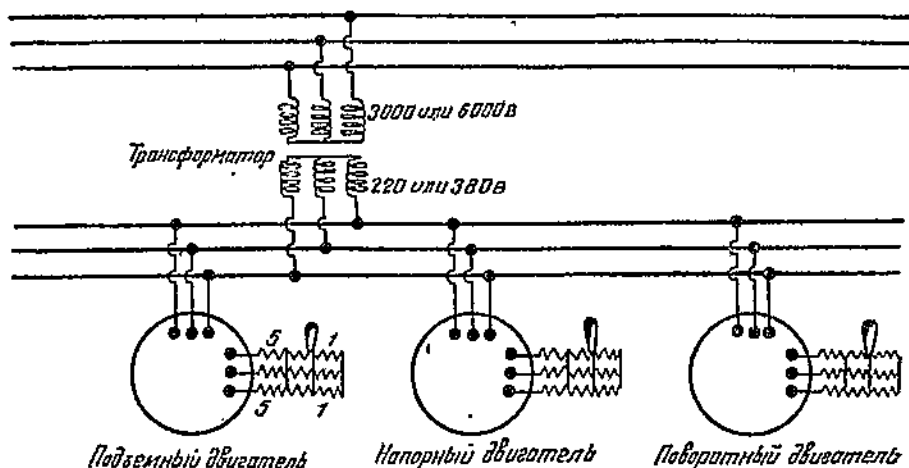


Фиг. 136. Механическая характеристика асинхронного мотора трехфазного переменного тока $M = f(n)$.

временно с падением числа оборотов снижается и вращающий момент.

Что касается рабочей ветви характеристики, соответствующей более или менее устойчивой работе мотора, то она, в свою очередь, показывает, что незначительное изменение числа оборотов в пределах от n_1 до n_2 вызывает резкое изменение крутящего момента, т. е. практически асинхронные моторы в этих пределах работают почти с постоянным числом оборотов при всяких нагрузках.

Итак, асинхронные моторы трехфазного переменного тока без применения специальных регулировочных устройств, например двигатели с короткозамкнутым ротором, совершенно не соответствуют условиям работы на экскаваторе, так как они, во-первых, развивают



Фиг. 137. Схема силовой установки экскаватора, состоящей из моторов трехфазного переменного тока с реостатным управлением.

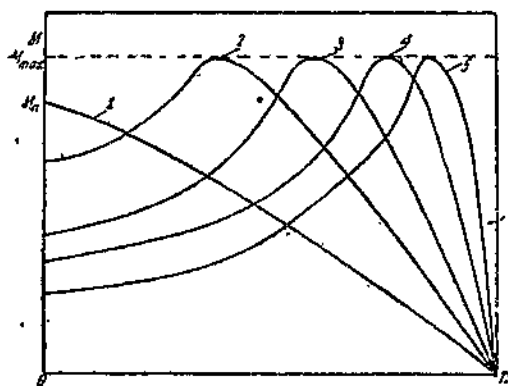
незначительный трогачущий момент и, во-вторых, резко изменяют величину крутящего момента при небольшом изменении числа оборотов.

В целях частичного устранения этих недостатков на экскаваторах применяются асинхронные моторы трехфазного тока только с фазовым ротором и с контактными кольцами, управление которыми производится с помощью реостатов, включенных в цепь ротора.

Принципиальная схема экскаваторного силового оборудования, состоящего из электродвигателей трехфазного переменного тока, приведена на фиг. 137. Напряжение электродвигателей обычно принимается в 220 или 380 в, и не выше 500 в, тогда как к экскаваторам в большинстве случаев, например у нас в Союзе, подводится ток напряжением 3000 или 6000 в, поэтому подключение рабочих двигателей к сети производится через понижающий трансформатор, показанный на схеме.

В цепь ротора каждого двигателя включен трехфазный реостат, который одновременно выполняет три функции, а именно: 1) понижает силу тока в момент пуска в ход двигателя до нормально необходимой величины; 2) увеличивает трогачий момент при пуске и 3) позволяет расширить пределы рабочей ветви механической характеристики, благодаря чему асинхронные двигатели становятся более приемлемыми для работы на экскаваторах.

Характеристики электродвигателя переменного тока с реостатным управлением приведены на фиг. 138. Кривая 1 соответствует моменту пуска в ход, когда все пусковое сопротивление включено в цепь ротора, т. е. когда рукоятка реостата находится в положении 1—1



Фиг. 138. Характеристика электродвигателя переменного тока с реостатным управлением.

(см. фиг. 136), причем она, как указывалось выше, совершенно не соответствует условиям работы экскаватора, так как в пределах рабочих нагрузок число оборотов двигателя с изменениями крутящего момента почти не изменяется, что может привести к чрезмерным перегрузкам и поломкам механизма.

Поэтому работа обычно ведется не на основной 5, а на пусковой 1 характеристике, т. е. с сопротивлением, включенным полностью в цепь ротора. В этом случае (см. фиг. 138) двигатель по мере возрастания нагрузки постепенно снижает число оборотов и совершенно останавливается, когда крутящий момент достигает определенной, наперед заданной предельной величины M_n , причем M_n берется меньше M_{max} в целях обеспечения необходимого динамического равновесия всей системы.

Итак, более или менее удовлетворительная форма механической характеристики асинхронных двигателей трехфазного переменного тока (кривая 1 на фиг. 138) достигается за счет очень больших потерь энергии на нагревание постоянно включенного реостата, что и является одним из основных недостатков двигателей этого типа при применении их на экскаваторах.

Этот недостаток в известной мере устраняется путем применения так называемого автоматического переключения двигателей с одной

скоростной кривой на другую. Сущность этого способа переключения заключается в том, что сопротивление, включаемое в цепь ротора, состоит из трех или четырех секций, соединенных последовательно. Каждая из этих секций, например одна, две или три сразу, подключаются или выключаются автоматически с помощью перегрузочного реле. Этот способ регулировки широкого распространения не получил, равно как и вообще электродвигатели переменного тока, которые имеют более или менее ограниченное распространение и устанавливаются лишь на малых универсальных экскаваторах, с ковшами емкостью не более 1,0—1,2 м³ и реже до 1,5 м³.

4. Электродвигатели постоянного тока

Для двигателей постоянного тока зависимость между основными величинами, оказывающими влияние на форму механической характеристики, выражается следующими равенствами:

Вращающий момент на валу двигателя

$$M = kVI. \quad (1)$$

Сила тока в обмотке якоря

$$I = \frac{E - e}{R}. \quad (2)$$

Противоэлектродвижущая сила, возникающая в обмотке якоря

$$e = cVn. \quad (3)$$

Число оборотов якоря в минуту

$$n = \frac{E - IR}{cV},$$

где V — напряжение магнитного поля в обмотке электромагнитов,
 E — электродвижущая сила у щеток якоря.

R — сопротивление в обмотке якоря,

k и c — величины, постоянные для мотора данной конструкции.

Рассмотрим влияние изменения нагрузок на работу двигателей с последовательным и с параллельным возбуждением.

Сервисмотор. Предположим, что нагрузка на валу двигателя несколько увеличилась. В результате этого число оборотов якоря должно немного снизиться, потому что тот вращающий момент, который ранее развивал двигатель, будет не в состоянии справиться с возросшей нагрузкой. Снижение числа оборотов n должно вызвать уменьшение противоэлектродвижущей силы $e = cV_1n$, сила тока в якоре должна увеличиться, так как в равенстве $I = \frac{E - e}{R}$

числитель увеличился.

Увеличение силы тока в якоре повлечет за собой увеличение тока в электромагнитах, так как в сервисмоторе обмотки якоря и электромагнитов соединены последовательно, а это в свою очередь вызовет увеличение напряжения магнитного поля. Возросшее напряжение

магнитного поля V приведет к дальнейшему снижению числа оборотов n , потому что в равенстве $n = \frac{E - IR}{cV}$ знаменатель увеличился.

Поскольку одновременно возросли сила тока I и напряжение магнитного поля V , то должен увеличиваться и вращающий момент $M = kVI$.

Таким образом, в двигателях с последовательным возбуждением увеличение нагрузки вызывает уменьшение числа оборотов и за счет

этого увеличение вращающего момента. Поэтому механическая характеристика серийного двигателя имеет примерно такую же форму, что и для паровой машины (фиг. 139 а) или, во всяком случае, довольно близкую к ней.

Из этого следует, что двигатели постоянного тока с последовательным возбуждением по своей механической характеристике вполне соответствуют условиям работы на экскаваторе. На увеличение нагрузки они реагируют автоматическим увеличением вращающего момента за счет снижения числа оборотов. Основным недостатком их является слишком большой разгон при холостом ходе, а поэтому их нельзя пускать без нагрузки или без специальных тормозных устройств.

Шунтовый мотор. Сила тока в шунтовой обмотке равна

$$i = \frac{E}{R},$$

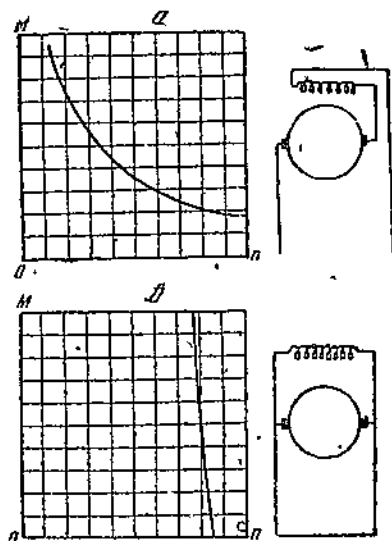
где E — напряжение на щетках якоря,

R — сопротивление в цепи возбуждения.

В шунтовом моторе с увеличением нагрузки число оборотов двигателя должно немного снизиться, вследствие чего сила тока I в обмотке якоря несколько увеличится, однако в противоположность сериесмотору это не повлечет за собой изменения силы тока i в обмотке электромагнитов, а следовательно, и напряжение магнитного поля V останется без изменения.

Благодаря этому величина вращающего момента $M = kVI$ при $V = \text{const}$ возрастет пропорционально увеличению силы тока I в об-

мотке якоря, а число оборотов $n = \frac{E - IR}{cV}$ уменьшится лишь весьма незначительно вследствие увеличения вычитаемого IR .



Фиг. 139. Механические характеристики и схемы:

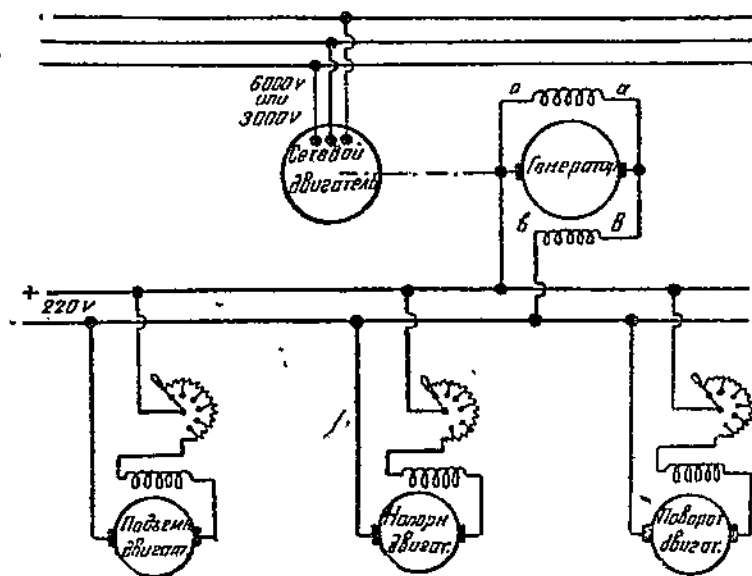
а — серийного, б — шунтового моторов.

Таким образом, в шунтовом моторе увеличение нагрузки приводит к увеличению вращающего момента, оставляя почти без изменения число оборотов и, наоборот, уменьшение нагрузки вызывает уменьшение вращающего момента, также оставляя почти без изменения число оборотов; вследствие этого механическая характеристика имеет вид кривой, подобной изображенной на фиг. 139, б. Другими словами, шунтовые моторы работают почти с постоянным числом оборотов при всяких нагрузках, что делает их совершенно непригодными в качестве непосредственного привода для однокорневых экскаваторов.

Итак, из электродвигателей постоянного тока наиболее приемлемыми для работы на экскаваторах являются моторы с последовательным возбуждением, питание которых производится обычно от одного общего генератора.

5. Установки постоянного тока с одним генератором

Принципиальная схема установки постоянного тока с одним генератором или так называемая система постоянного тока с реостатным



Фиг. 140. Схема силовой установки постоянного тока с одним генератором.

управлением приведена на фиг. 140. Моторгенераторная установка состоит из первичного сетевого двигателя трехфазного переменного тока и генератора постоянного тока, ротор и якорь которых посажены на одном общем валу или на двух самостоятельных валах, скрепленных посредством соединительной муфты, вследствие чего генератор работает всегда с постоянным числом оборотов.

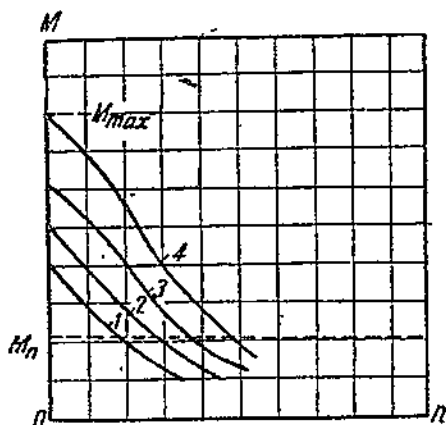
Сетевой двигатель подключается к силовой сети напряжения 3000 или 6000 в без повысительного трансформатора, так как во время работы экскаватора он включается и выключается сравнительно редко и никакой опасности для обслуживающего персонала не представляет.

Генератор, помимо шунтовой обмотки возбуждения $a-a$, являющейся для него основной, имеет довольно сильную противокомпаундную, т. е. размагничивающую, обмотку $e-e$, включенную против шунтовой обмотки. Благодаря этому при больших нагрузках напряжение генератора сильно падает, вследствие чего число оборотов двигателей, питаемых генератором, снижается. Обычная сериесная характеристика электродвигателей в результате этого при больших

нагрузках весьма значительно видоизменяется, отклоняясь в верхней части влево до пересечения с осью ординат (сравни. фиг. 139, а и 141), что соответствует остановке мотора под током при определенных величинах максимально допустимой перегрузки, как это и необходимо по условиям работы экскаваторов.

Сериесмоторы для подъемного, напорного и поворотного механизмов снабжены реостатами управления, включенными последовательно с обмотками возбуждения соответствующих двигателей.

Путем включения и выключения



Фиг. 141. Рабочие характеристики сериесного мотора с реостатным управлением.

определенных секций сопротивления имеется возможность увеличивать или уменьшать величину вращающего момента и число оборотов в известных пределах, как это показано на фиг. 141. Так, например, кривая 1 соответствует такому положению рукоятки контроллера, когда все сопротивление полностью включено, а кривая 4 — когда все сопротивление полностью выключено. Кривые 2 и 3 соответствуют промежуточным положениям рукоятки контроллера.

Необходимо отметить, что кривые, изображенные на фиг. 141, неточны, так как они не отражают влияния других двигателей, получающих одновременно энергию от того же генератора. Другими словами, эти характеристики верны только в том случае, когда работа одного из двигателей, например подъемного, не совмещается во времени с работой одного или одновременно двух других двигателей, что в действительности на экскаваторах с многомоторными установками бывает довольно редко. Поэтому эти кривые в действительности могут иметь более крутые перегибы и характер их менее закономерен.

Установки постоянного тока с питанием двигателей от одного общего генератора значительно чаще применяются в тех случаях, когда в качестве первичного двигателя используются дизельмоторы или другие двигатели внутреннего сгорания, как показано на фиг. 142. Генератор постоянного тока обычно укрепляется на одной общей с двигателем плите, и весь агрегат, помещенный на заднем конце поворотной платформы, представляет собой как бы обособленную электростанцию экскаватора, совершенно независимую от внешнего источника тока. Принципиальная схема включения двигателей и тип рабочих характеристик моторов остаются теми же, что и в первом случае, когда первичным двигателем является электромотор трехфазного переменного тока.

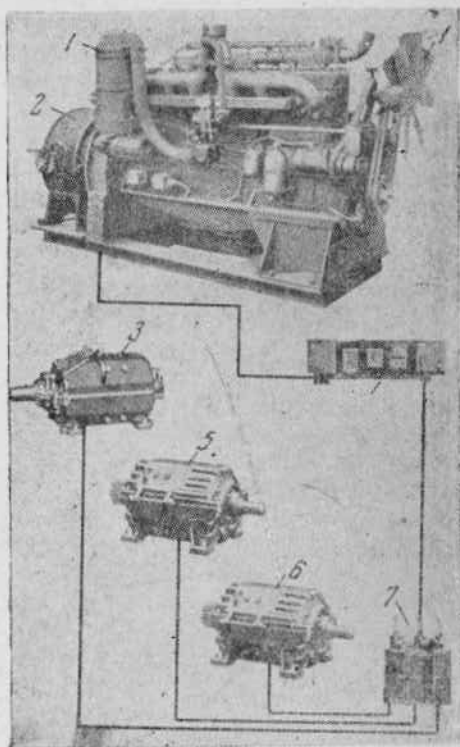
6. Установки постоянного тока с тремя генераторами (система Вард-Леонарда)

Схема силовой установки постоянного тока с тремя генераторами приведена на фиг. 143, а общий вид агрегата Леонарда для экскаватора 54-B—на фиг. 144.

Сетевой асинхронный или синхронный двигатель трехфазного переменного тока вращает три генератора постоянного тока, по одному для каждого двигателя экскаватора, и один общий возбуждатель, питающий током обмотки независимого возбуждения генераторов и двигателей.

Каждый генератор имеет по три обмотки возбуждения (см. фиг. 143): 1) обмотку независимого возбуждения 1—1, которая в агрегатах Леонарда является основной, 2) шунтовую обмотку 2—2, присоединенную к зажимам якоря генератора и 3) серийную обмотку 3—3, которую называют также дифференциальной или противокомпаундной; она включена в главную цепь последовательно.

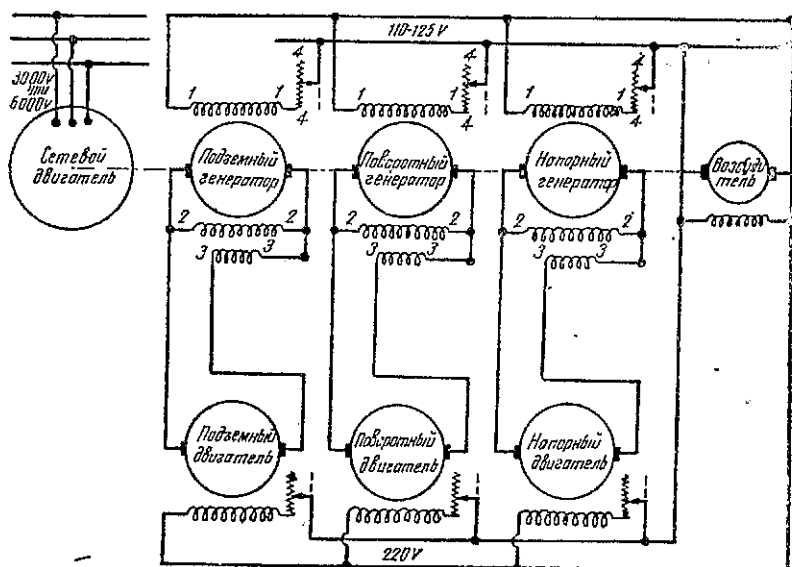
Принципиальная сущность управления двигателями при системе Вард-Леонарда заключается в регулировании напряжения на зажимах генератора, а следовательно, и питаемого им двигателя,



Фиг. 142. Установка постоянного тока с первичным двигателем внутреннего сгорания.

1 — двигатель внутреннего сгорания, 2 — генератор, 3 — напорный двигатель, 4 — распределительное устройство, 5 — поворотный двигатель, 6 — подъемный двигатель, 7 — контроллеры.

путем воздействия на шунтовой реостат 4—4, включенный в цепь независимого возбуждения каждого генератора. Регулируя силу тока в цепи возбуждения генератора посредством изменения сопротивления в шунтовом реостате 4—4, тем самым изменяют напряжение магнитного поля V , а следовательно, и напряжение на зажимах генераторов, вследствие чего, по желанию, увеличивается или умень-



Фиг. 143. Схема силовой установки с управлением Вард-Леонарда.

шается число оборотов и величина крутящего момента двигателя, питаемого этим генератором, зависящие от этих величин, т. е.

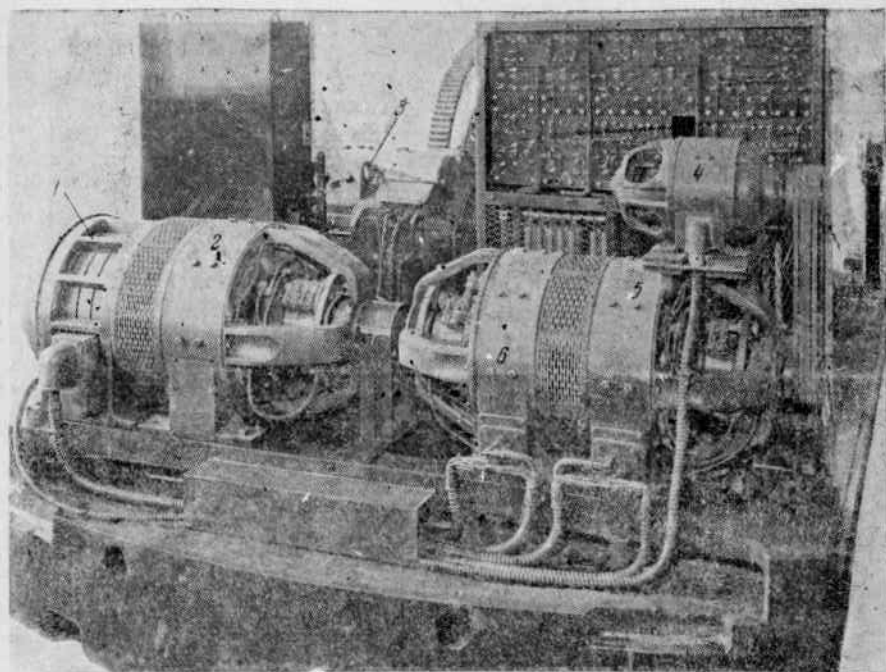
$$n = \frac{E - IR}{cV} \text{ и } M = kVI.$$

Следует однако отметить, что в случае наличия у генератора одной только обмотки независимого возбуждения число оборотов рабочего двигателя, питаемого этим генератором, было бы почти пропорциональным величине этого возбуждения, и в результате мотор обладал бы строго шунтовой характеристикой, т. е. число оборотов практически не зависело бы от нагрузки.

Этот недостаток независимого возбуждения устраняется посредством серьезной противокомпаундной обмотки 3—3, действие которой направлено противоположно действию независимой и шунтовой обмоток генератора, т. е. по отношению к ним она является размагничивающей. При максимально допустимой нагрузке двигателя поле возбуждения, создаваемое серьезной обмоткой, как раз уравновешивает или, вернее, парализует поле, создаваемое обмоткой независимого возбуждения при ее наибольшем действии, т. е. когда шунтовой реостат 4—4 выключен.

Назначение шунтовой обмотки самовозбуждения 2—2 заключается в поддержании напряжения генератора на высоком уровне до определенной перегрузки двигателя. При дальнейшем увеличении нагрузки генератор быстро размагничивается и напряжение его быстро снижается.

Совместное действие шунтовой и серийной обмоток самовозбуждения на режим работы двигателя состоит в следующем.



Фиг. 144. Общий вид силовой установки с управлением Вард-Леонарда (экскаватор 54-В, емкость ковша 1,9 м³).

1 — сетевой индукционный мотор, 2 — подъемный генератор, 3 — подъемный мотор, 4 — возбудитель, 5 — напорный генератор, 6 — поворотный генератор.

Допустим, что нагрузка на валу двигателя увеличится, вследствие чего число оборотов (n) немного снизится; противоэлектродвижущая сила ($e = cVn$) уменьшится, сила тока, проходящего через двигатель и питающий его генератор, увеличится, а напряжение на зажимах генератора понизится. Падение напряжения на зажимах генератора послужит причиной уменьшения силы тока $i = \frac{E}{R}$ в

шунтовой обмотке генератора, питаемой от зажимов его якоря, и увеличения силы тока в размагничивающей серийной обмотке. Уменьшение силы тока в шунтовой и увеличение ее в размагничивающей обмотках ослабит результирующее возбуждение генератора

и приведет к дальнейшему падению напряжения как на его зажимах, так и у питаемого им двигателя; в результате этого число оборотов двигателя снизится.

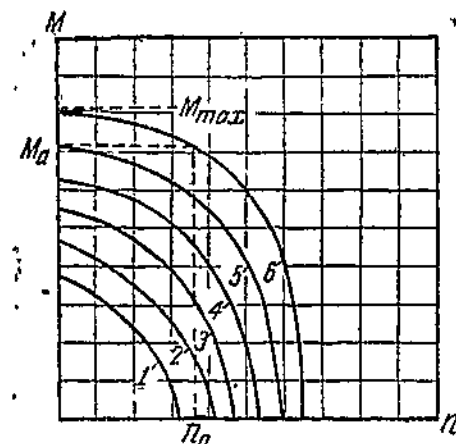
Понятно, что с уменьшением нагрузки действие шунтовой и серпесной обмоток самовозбуждения будет иметь обратное значение и выразится в усилении результирующего возбуждения генератора, в повышении напряжения на зажимах двигателя и генератора и в увеличении числа оборотов двигателя.

Таким образом наличие у генератора, кроме основной обмотки независимого возбуждения, еще двух обмоток — шунтовой и серпесной — придает двигателю, питаемому этим генератором, необходимую

серпесность механической характеристики и делает его наиболее полно удовлетворяющим условиям работы на экскаваторе.

На экскаваторах с установками Вард-Леонарда в качестве первичного двигателя применяются иногда вместо асинхронных двигателей синхронные, в целях улучшения коэффициента мощности ($\cos \phi$). В качестве двигателей постоянного тока применяются серпесные, шунтовые и иногда компаундированные моторы.

Рабочие характеристики шунтового двигателя, соответствующие различным положениям регулировочного реостата 4—4 (фиг.143), приведены на фиг.145.



Фиг. 145. Рабочие характеристики шунтового экскаваторного двигателя с управлением по системе Вард-Леонарда.

Кривая 1 соответствует наименьшему возбуждению генератора, т. е. когда реостат 4—4 весь в к л ю ч е н, а кривая 6 — наибольшему возбуждению, когда реостат полностью в к л ю ч е н. Эти кривые показывают, что с увеличением нагрузки двигатель довольно плавно снижает число оборотов, и когда нагрузка приближается к максимально допустимой — происходит резкое падение скорости и двигатель останавливается под током, развивая максимальный момент M_{max} . С другой стороны, при небольшом уменьшении нагрузки, соответствующей, скажем, вместо M_{max} величине крутящего момента M_a , двигатель быстро достигает своей полной скорости n_a , соответствующей этой нагрузке.

В случае применения серпесных двигателей в системе Леонарда преимуществом их будет еще более высокая способность к перегрузкам, но вместе с тем при них усложняется электрическое управление, так как они неспособны к быстрой реверсии. Средним или промежуточным по своим механическим свойствам является компаундированный двигатель. В некоторых случаях на одном и том же экскаваторе устанавливаются серпесные и шунтовые двигатели,

например, первые — для подъемного механизма, а вторые — для напорного и поворотного.

7. Общее сравнение силовых установок одноконтурных экскаваторов, их достоинства и недостатки

П а р о в ы е м а ш и н ы. В странах с высокоразвитой электрификацией паровые экскаваторы за последнее десятилетие с каждым годом все более и более вытесняются электрическими и отчасти дизель-электрическими, как наиболее совершенными в техническом отношении и более удобными и экономичными в эксплуатации. Тем не менее в отдельных случаях, в силу необходимости, им приходится отдавать предпочтение по сравнению с электрическими и дизель-электрическими, так как важнейших своих достоинств они не утратили.

Первым и самым важным достоинством паровых экскаваторов является их полная независимость от внешних источников энергии, в особенности на бурогольных карьерах или вблизи других аналогичных мест, изобилующих дешевым топливом. Кроме того в начальный период развития подготовительных работ применение их более рационально даже в тех случаях, когда приходится пользоваться привозным топливом, так как их можно немедленно после монтажа пустить в эксплуатацию, не ожидая сооружения линий электропередач и понижающих подстанций, и тем самым ускорить подготовку месторождения к эксплуатации.

Другое достоинство паровых экскаваторов состоит в том, что по своей механической характеристике паровые машины являются двигателями, вполне соответствующими условиям работы экскаваторов; они нечувствительны к перегрузкам и способны автоматически реагировать на увеличение нагрузки увеличением крутящего момента за счет снижения скорости.

Недостатки паровых экскаваторов заключаются в следующем:

1) Для обслуживания экскаватора требуется сравнительно большой штат обслуживающего персонала, так как кроме машиниста и кочегара нужны также рабочие для подвоза и подачи на экскаватор топлива и воды. Кроме того машинисты должны обладать высокой квалификацией, так как управление экскаваторными механизмами с паровыми двигателями значительно сложнее, чем управление электрическими. В связи с этим эксплуатационные расходы по обслуживанию и содержанию паровых экскаваторов значительно выше, чем электрических.

2) В промежутки вынужденных простоев или перерывов, например при двухсменной работе, происходит непроизводительный расход топлива для поддержания экскаватора в горячем резерве.

3) Не исключена опасность в пожарном отношении.

4) Высока стоимость ремонтных работ по восстановлению паровых машин и котельных установок. Довольно длительны простои, связанные с промывкой и чисткой котлов.

5) Паросиловые установки экскаваторов, вообще говоря, малосовершенны, работают без расширения и конденсации пара, вследствие чего теплотворная способность топлива используется не более чем

на 7—8%, что в конечном счете приводит к высокому удельному расходу топлива, достигающему, в зависимости от условий работы, от 2 до 7 кг, а в среднем около 4—5 кг угля на 1 м³ руды или породы.

6) В зимнее время довольно трудно удерживать необходимое давление пара вследствие охлаждения как самого котла, так и паропроводов. Кроме того зимой, а иногда и летом, возникают серьезные затруднения с водоснабжением.

7) Трудно и сложно управление механизмами из-за отсутствия автоматических и предохранительных тормозных устройств и ограничителей хода. Управление рычагами и тормозными передачами требует от машиниста довольно значительных физических усилий и напряженной бдительности, что приводит к более быстрому утомлению обслуживающего персонала, а последнее в конце концов отражается на производительности экскаватора.

Двигатели внутреннего сгорания. Важнейшим достоинством экскаваторов с двигателями внутреннего сгорания, так же как и паровых, является их полная независимость от внешних источников энергии. Кроме того они более мобильны по сравнению с паровыми, так как всегда готовы к работе и не расходуют горючего во время более или менее продолжительных остановок.

Основным недостатком их является то, что по своей механической характеристике двигатели внутреннего сгорания не вполне соответствуют условиям работы экскаваторов, а поэтому мощность их, по сравнению с паровыми машинами, приходится увеличивать в 1,3—1,5 раза при одинаковой емкости коша.

Немаловажное значение имеет иногда и дефицитность жидкого топлива.

Что касается типа двигателя, то наиболее экономичным для экскаваторов является двигатель Дизеля, потребляющий в одних и тех же условиях на 25—30% меньше горючего по сравнению с другими двигателями, работающими на легком горючем (бензин, керосин, лигроин и т. п.). Кроме того дизельное топливо дешевле бензина, а сгорание газов в цилиндрах дизельных двигателей происходит медленнее; они работают плавнее, т. е. их характеристика ближе подходит к условиям работы экскаваторов.

Примерный расход горючего для двигателей внутреннего сгорания следующий:

1) бензиновый двигатель (бензин) — 0,27—0,30 кг/л. с. ч.;

2) двигатель Дизеля (сырая нефть) — 0,18—0,22 кг/л. с. ч.

Электрические двигатели. Достоинства, свойственные электрическим экскаваторам вообще, т. е. независимо от рода тока, применяемого для питания рабочих двигателей, заключаются в следующем:

1) Обслуживание электрического экскаватора по сравнению с паровым значительно проще и дешевле, так как нет надобности в кочегарах и рабочих для подвозки и подачи топлива и воды, в связи с чем расходы на рабочую силу сокращаются на 25—50% и более.

2) Стоимость энергии для электрических экскаваторов обычно обходится в 2—3, а иногда и в 4—5 раз дешевле по сравнению со стоимостью топлива и воды для паровых экскаваторов.

3) Более длительный срок службы как отдельных наиболее ответственных деталей, так и всего механизма в целом, так как в отношении вибраций, дрожания, ударов, толчков и т. п. электрические экскаваторы падают в более благоприятных условиях по сравнению с паровыми. В связи с этим стоимость ремонтов электрических экскаваторов уменьшается по сравнению с паровыми в 3—5 раз.

4) Значительно сокращаются простои, связанные с ремонтами, топливоснабжением, низкой температурой и т. п., вследствие чего коэффициент использования электрических экскаваторов по времени (внутри смен) на 15—25% выше по сравнению с паровыми и достигает, в зависимости от условий и организации работ, 85—95% от общего сменного времени.

5) В связи с сокращением простоев соответственно повышается производительность экскаваторов.

6) На электрических экскаваторах помимо генераторного торможения возможно самое широкое применение автоматизации управления тормозными и фрикционными устройствами путем применения электропневматических, электрогидравлических и электромагнитных тормозных устройств и ограничителей хода, включающихся и выключающихся независимо от воли машиниста как раз в те моменты, когда это необходимо, в связи с чем управление механизмом не только упрощается и облегчается, но становится более надежным и безопасным; благодаря этому число поломок и аварий значительно сокращается.

Кроме перечисленных выше важнейших достоинств немаловажное значение имеют и такие факторы, как значительно меньшая утомляемость обслуживающего персонала, чистота, безопасность в пожарном отношении и т. п.

Что касается сравнительных достоинств электрических силовых установок постоянного и переменного тока, то необходимо отметить следующее.

Установки с электродвигателями переменного тока отличаются наибольшей простотой и дешевизной, так как они не требуют преобразовательного агрегата.

Основной недостаток их состоит в «жесткости» механической характеристики, которая хотя и выполняется путем постоянного включения реостата в цепь ротора, тем не менее не обеспечивает необходимой плавности движения ковша при подъеме, напоре и повороте всей вращающейся платформы. Кроме того постоянно включенное в цепь ротора сопротивление вызывает большие потери энергии на нагревание и, как следствие этого, высокий удельный расход ее на единицу добычи.

Установки постоянного тока с одним генератором, хотя несколько сложнее и дороже установок переменного тока, зато вполне соответствуют условиям работы экскаваторов; плавная падающая механическая характеристика у них получается при значительно меньших потерях энергии в реостатах.

Главный недостаток их состоит в том, что при одновременной работе двух или трех двигателей механические характеристики их как бы переплетаются или интерферируют, т. е. в работу одного

двигателя вменяется другой, вследствие чего мы получаем не ту характеристику, какая желательна.

Установки постоянного тока с тремя генераторами по системе Леонарда являются наиболее сложными и дорогими, но и наиболее технически совершенными. Следует, однако, отметить, что разница в стоимости установок Леонарда по сравнению с другими типами электрического провода не так велика, как это можно предположить, причем она быстро окупается экономией на расходе электроэнергии, высокой производительностью экскаваторов и другими преимуществами, к числу которых следует отнести:

1) исключительную легкость и точность управления, так как вместо больших и тяжелых контроллеров, рассчитанных на прохождение токов большой мощности и включенных в цепь ротора или якоря при первых двух типах установок, в данном случае управление производится посредством небольших и легких контроллеров, включенных в цепь возбуждения при весьма незначительных величинах проходящего через них тока;

2) почти идеальная плавность действия механизмов, даже при неумелом или неосторожном управлении;

3) незначительные пиковые нагрузки, вследствие чего мощность устанавливаемых двигателей и генераторов принимается меньшей.

В особо экстренных случаях помимо весьма совершенных тормозных устройств возможно торможение контртоками, чего однако следует избегать.

Количество энергии, потребляемой электрическими экскаваторами с силовыми установками различных типов, зависит от их мощности и условий работы и колеблется в пределах от 0,2 до 1,0 *квт·ч* на 1 м³ добытой руды или породы.

Что касается среднего относительного расхода энергии на 1 м³ добытого материала при электрических силовых установках различного типа, если принять потребление энергии двигателями переменного тока за 100%, то при двигателях постоянного тока с реостатным управлением оно составит 80—85% и при установках Вард-Леонарда — всего лишь 60—65%, а по данным фирмы Марион падает даже до 56%.

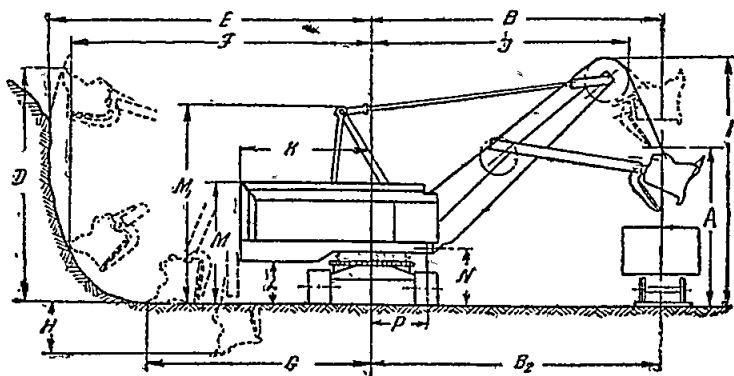
§ 7. Эксплуатационно-технические данные одноковшевых экскаваторов

К эксплуатационно-техническим данным одноковшевых экскаваторов относятся их рабочие размеры (фиг. 146 и 147), т. е. высота и радиус черпания, высота и радиус разгрузки, глубина черпания и т. п., а также род энергии и тип силовой установки, мощность и число генераторов и двигателей, конструктивный вес и вес в рабочем состоянии, включая контргруз.

Эти данные для механических лопат и драглайнов производства советских и зарубежных заводов, получивших на наших рудниках наиболее широкое распространение, приведены в таблицах 22—28а. В этих таблицах приведены также эксплуатационно-технические данные мощных вскрышных экскаваторов заводов Бьюсайрус (мод. 375-В, 750-В и 950-В) и заводов Марион (мод. 5320 и 5480).

По образцам этих машин спроектированы советские вскрышные экскаваторы с ковшами емкостью в 6,0 и 12,0 м³.

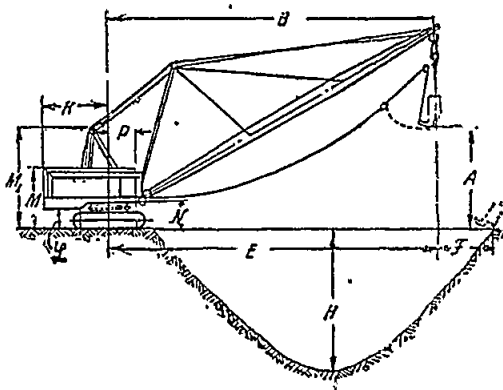
Следует отметить, что подавляющее большинство американских одноковшевых экскаваторов, выпускаемых под одной и той же моделью, могут быть использованы по желанию потребителей с ков-



Фиг. 146. Рабочие размеры механической лопаты.

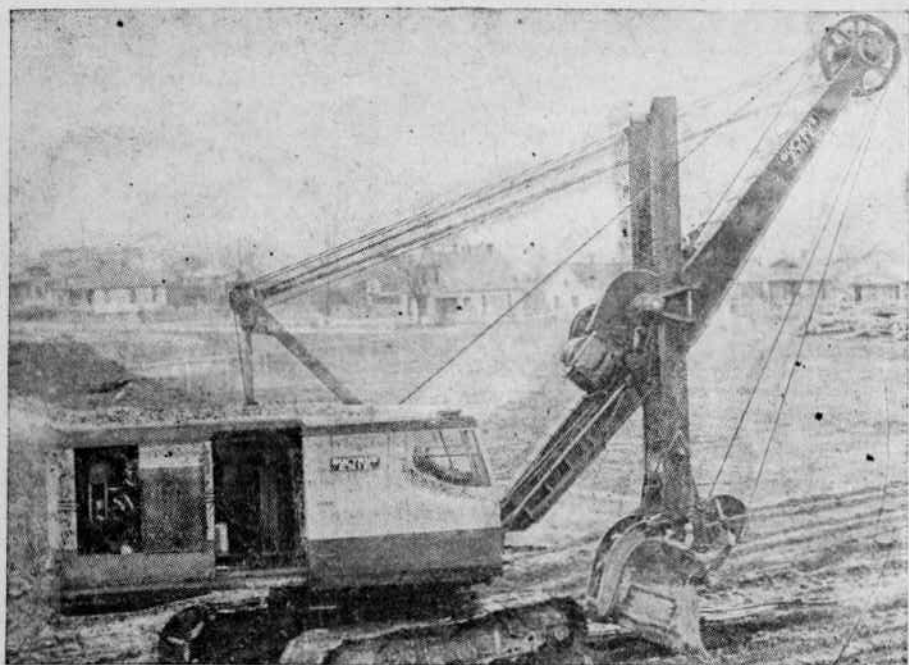
шами различной емкости, для чего, например, фирмы Марион и Бьюсайрус к каждой модели экскаватора помимо стандартного или основного рабочего оборудо-

вания изготовляют еще несколько комплектов такого же оборудования с уменьшенной емкостью ковша, но с удлиненной стрелой и удлиненной рукоятью. Так, на фиг. 148 представлен общий вид механической лопаты Бьюсайрус новейшей модели 54-B со стандартным рабочим оборудованием, при котором емкость ковша равна 1,91 м³, длина стрелы — 8,53 м, длина рукояти — 5,49 м. На фиг. 149 изображен экскаватор этой же модели, но с увеличенными рабочими размерами, для чего емкость ковша уменьшена до 1,53 м³, стрела увеличена по длине до 13,72 м, а рукоять, с целью облегчения стрелы, сделана цилиндрической и увеличена до 9,75 м, т. е. почти в 2 раза по сравнению со стандартной. В этом случае применен комбинированный канатно-цепной напорный механизм, размещенный на нижнем конце стрелы и на поворотной платформе. Вид на этот механизм с нижней стороны стрелы показан отдельно на той же фиг. 149.

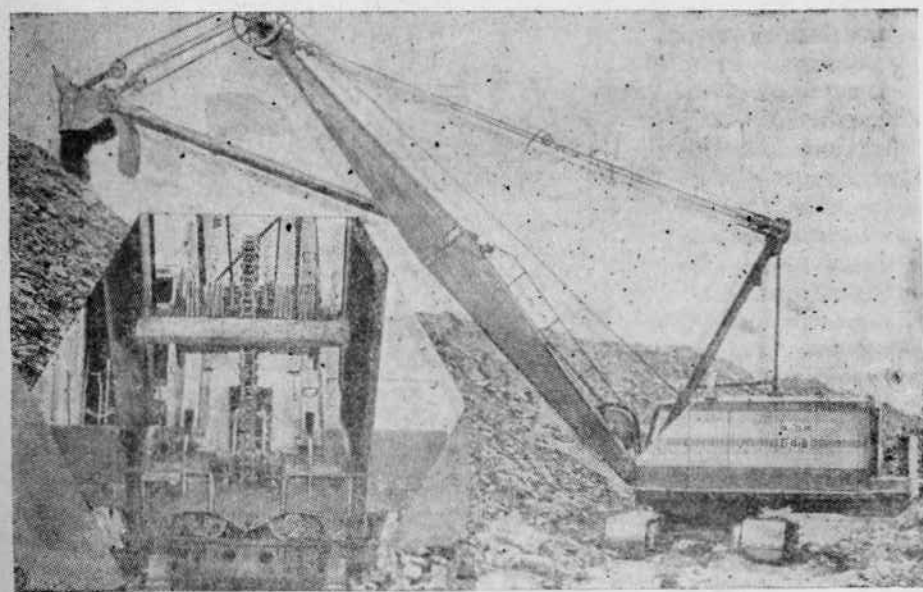


Фиг. 147. Рабочие размеры драглайна.

экскаватор этой же модели, но с увеличенными рабочими размерами, для чего емкость ковша уменьшена до 1,53 м³, стрела увеличена по длине до 13,72 м, а рукоять, с целью облегчения стрелы, сделана цилиндрической и увеличена до 9,75 м, т. е. почти в 2 раза по сравнению со стандартной. В этом случае применен комбинированный канатно-цепной напорный механизм, размещенный на нижнем конце стрелы и на поворотной платформе. Вид на этот механизм с нижней стороны стрелы показан отдельно на той же фиг. 149.



Фиг. 148. Общий вид механической лопаты 54-В с рабочим оборудованием.



иг. 149. Общий вид механической лопаты 54-В с ковшом уменьшенной емкости и с удлиненными размерами стрелы и рукояти.

Мех. аннотации

производства советских заводов (размеры А—М см. по эскизу фпг. 146)

Модель эскаватора		М-I-Д-В	М-II-П		М-III-П	М-IV-Э	П. П. Г.	Ковро- вещ	Молото- вещ
Наименование данных									
Емкость ковша, м ³	• • • • •	0,35	0,75	-0,50	1,50	3,00	1,50	2,50	1,10
Длина стрелы, м	• • • • •	4,80	6,08	8,00	8,10	11,00	8,00	8,90	7,80
Длина рукоятки, м	• • • • •	3,00	4,40	5,50	5,50	7,90	5,20	5,64	5,80
Угол наклона стрелы, град.	• • • • •	45	45	45	45	45	45	45	50
Максим. высота разгр. ковша А, м	• • • • •	3,40	4,30	5,50	6,00	6,80	3,86	5,03	5,70
Макс. рад. разгр. В при Аmax, м	• • • • •	5,10	7,85	9,20	9,65	12,80	5,44	8,10	—
Макс. рад. разгр. при гориз. рук. В, м	• • • • •	5,30	8,02	9,20	10,00	13,60	10,41	8,23	9,70
Максим. высота резания D, м	• • • • •	5,00	6,40	7,60	8,65	9,50	8,32	7,50	8,05
Максим. радиус черпания E, м	• • • • •	6,00	8,98	8,98	11,30	14,10	11,01	9,30	10,75
Радиус рез. на уровне земли G, м	• • • • •	3,65	5,20	6,40	7,00	8,50	6,25	5,49	—
Глуб. черп. ниже уровня земли H, м	• • • • •	0,85	2,00	1,40	2,10	2,50	2,11	1,35	1,75
Радиус пов. задн. конна каб. K, м	• • • • •	—	—	3,50	4,35	5,25	4,63	—	3,75
Высота до крыши кабины M, м	• • • • •	3,27	4,30	4,30	4,61	—	4,92	4,53	—
Возможный угол поворота	• • • • •	270°	360°	360°	360°	360°	360°	270°	360°
Холодное устройство	• • • • •	гусенич.	гусенич.	гусенич.	гусенич.	гусенич.	гусенич.	жел. дор.	гусенич.
Универсальность	• • • • •	универс.	универс.	универс.	универс.	универс.	универс.	механич.	полу-универс.
Род сплывовой установки	• • • • •	керосин.	паровая	паровая	паровая	электр.	драг-лайн	паровая	паровая
Мощн. подъемного двигат., л. с.	• • • • •	двиг.	50	50	90,6	—	411,3	125	85
» поворотного двигат., л. с.	• • • • •	общий	25	25	55	—	56,5	60	50
» напорного двигат., л. с.	• • • • •	189—44	25	25	55	—	56,5	60	30
Скорость передвиж. по гориз., км/час	• • • • •	0,95—4,8	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	2,5	0,9—4,5
Удельное давл. на грунт, кг/см ²	• • • • •	0,54	1,1	1,04	1,04	1,61	1,04	1,65	0,9
Конструктивный вес, т	• • • • •	41,25	37,60	58,00	58,00	145,00	60,50	76,50	—
Вес в рабочем состоянии, т	• • • • •	12	40,00	63,00	63,00	165,00	65,00	85,00	60,00

Механические лопаты Бьюсайруе выпуска 1936—1941 гг.
(Обозначения размеров А—Р см. по эскизу на фиг. 146)

Наименование данных		Модель экскаватора					10-В	54-В	85-В	120-В	750-В	950-В
Емкость ковша, м ³	0,29	4,91	4,91	4,91	4,72	1,53	3,82	9,48	12,24	24,5		
Длина стрелы, м	4,11	8,53	9,14	10,06	10,06	40,97	40,69	28,96	25,91	32,00		
Длина рукоятки, м	3,35	5,49	5,94	6,86	6,86	7,62	6,30	49,51	17,07	22,00		
Угол наклона стрелы, град.	45	45	45	45	45	50	45	45	44	—		
Максимальная высота разгрузки А, м	3,81	5,94	6,60	7,29	7,29	8,61	—	22,86	20,12	22,60		
Максим. радиус разгрузки В при Аmax, м	4,88	9,53	10,54	11,79	11,79	10,57	—	31,01	27,74	—		
Максим. радиус разгрузки В, м ₁	5,49	10,06	10,87	12,16	12,16	12,80	—	32,77	29,18	34,40		
Максим. высота резания D, м	5,56	8,99	9,35	9,78	9,78	11,13	41,23	28,19	26,14	29,00		
Максим. радиус резания E, м	6,17	11,43	12,13	13,49	13,49	14,10	43,41	34,44	31,01	37,00		
Радиус резания на уровне стояния G, м	3,81	7,09	7,39	8,39	8,39	8,61	—	19,96	18,06	—		
Глубина черпания ниже уровня стояния H, м	4,52	2,74	2,13	2,69	2,69	2,90	—	4,27	3,35	—		
Высота до верха головы шкива стрелы I, м	4,50	8,53	9,25	10,08	10,08	11,35	—	27,96	25,53	—		
Радиус поворота стрелы J, м	3,73	8,23	9,14	9,58	9,58	9,53	—	26,97	25,82	—		
Радиус поворота заднего конца кабины K, м	1,70	4,19	4,72	4,72	4,72	—	5,48	10,36	10,36	—		
Высота от земли до низа повор. платф. L, м	0,91	4,35	4,44	4,65	4,65	—	4,68	5,82	5,82	—		
Высота до крыши кабины-М, м	2,96	3,75	4,65	4,65	4,65	—	4,95	41,88	41,88	—		
Высота до верха мачты двуноги М ₁ , м	2,61	5,33	4,88	4,88	4,88	—	7,03	—	—	—		
Высота от земли до пяти стрелы N, м	—	4,92	6,20	6,20	6,20	—	2,22	6,32	6,32	—		
Расстояние от пяти стрел до центра пов. Р, м	—	4,60	2,98	2,98	2,98	—	2,10	5,31	5,31	—		
Мощность сетевого индукционного мотора, л. с.	20	125	150	150	150	—	250	снхр. 800 гка	снхр. 800 гка	—		
Мощность подъемного генератора, кет.	—	—	—	—	—	—	450	450	450	—		
Мощность поворотного генератора, кет.	—	—	—	—	—	—	40	475	475	—		
Мощность напорного генератора, кет.	—	—	—	—	—	—	40	400	400	—		
» подъемн. двигателя, л. с.	общий 20	60	75	75	75	—	487,5	2×250	2×250	—		
» повороти.		23	23	23	23	—	2×30	2×100	2×100	2400		
» напорн. двигателя, л. с.		23	23	23	23	—	37,5	400	400	—		
» возбудителя, кет.	—	—	—	—	—	—	—	35	35	—		
Конструктивн. вес (без балласта), т	7,17	—	88,00	98,68	88,90	—	154,22	705,37	705,37	—		
Вес в рабочем состоянии, т	7,63	67,58	101,60	102,28	102,5	—	176,90	841,45	841,45	4150		

Механические лампы Вьюсэирус выпуска 1928—1934 гг.
(Обозначения размеров А—Р см. по активу на фиг. 446)

Модель экскаватора		50-B		75-B		80-B		100-B		120-B		170-B		375-B	
Наименование данных		50-B		75-B		80-B		100-B		120-B		170-B		375-B	
Емкость ковша, м ³	1.53	1.33	0.96	1.91	4.91	4.91	4.53	2.29	3.06	3.82	6.42	3.82	6.42		
Длина стрелы, м	9.14	10.67	11.58	8.84	10.67	12.64	14.63	9.75	9.75	10.36	27.63	10.36	27.63		
Длина рукоятки, м	5.18	5.79	6.40	6.09	7.01	8.53	9.75	6.70	6.70	6.70	48.91	6.70	48.91		
Угол наклона стрелы, град	45	45	45	45	40	44	45	45	45	45	47	45	47		
Максим. высота разгрузки, м	5.48	6.60	7.05	6.25	7.47	8.99	10.82	6.55	6.55	7.08	21.79	7.08	21.79		
Максим. радиус разгрузки В при Аmax, м	9.14	10.18	10.62	10.44	12.65	14.82	16.90	11.58	11.58	12.04	30.02	12.04	30.02		
Максим. радиус разг. при гориз. рук. В1, м	9.42	10.54	11.20	10.74	12.95	15.08	16.46	11.96	11.96	12.31	31.39	12.31	31.39		
Максим. высота черпания D, м	8.15	9.24	9.55	8.91	9.83	11.64	13.41	9.45	9.45	9.67	26.36	9.67	26.36		
Максим. радиус черпания E, м	10.59	11.71	12.21	11.88	13.87	16.00	17.82	13.11	13.11	13.41	32.92	13.41	32.92		
Максим. радиус черпания на уровне стояния G, м	6.50	7.16	7.36	6.80	9.14	9.60	10.05	8.07	8.07	8.86	19.58	8.86	19.58		
Глубина черпания ниже уровня стояния H, м	1.93	4.95	2.79	2.28	1.57	1.83	1.82	2.74	2.74	2.51	8.88	2.51	8.88		
Высота до верха головы. шкива стрелы I, м	8.86	9.93	40.31	8.76	—	—	—	9.52	9.52	9.90	26.67	9.90	26.67		
Радиус поворота стрелы I, м	8.38	9.42	10.08	9.14	—	—	—	10.05	10.05	10.21	24.61	10.21	24.61		
Радиус поворота заднего конца кабины, м	—	4.27	—	4.65	7.21	—	—	4.87	5.48	5.49	40.00	5.49	40.00		
Высота от земли до пола поворотн. платф. L, м	—	4.55	—	4.60	2.49	—	—	4.55	4.67	4.66	4.59	4.66	4.59		
Высота до крыши кабины, мм	—	4.68	—	7.75	—	—	—	4.82	4.95	5.58	—	5.58	—		
Высота до верха мачты-двухноги M, м	—	—	—	—	9.86	—	—	6.85	7.03	7.47	—	7.47	—		
Высота от земли до пятн стрелы N, м	—	1.92	—	2.02	—	—	—	2.05	2.22	2.27	—	2.27	—		
Расст. от пятн стрелы до центра повор. P, м	—	1.65	—	2.13	—	—	—	2.18	2.21	2.19	—	2.19	—		
Мощность сетевого индукц. мотора, л. с.	400	75	—	150	—	—	—	175	250	250	синхр. 435	250	синхр. 435		
» подъемн. генерат., кет	50	общий перем. ток	65	65	—	—	—	100	150	150	225	250	225		
» поворотн. генерат., кет	15	50	20	20	—	—	—	25	40	2×40	75	2×40	75		
» напорн. генерат., кет	44	—	20	20	—	—	—	39	39	40	50	40	50		
» подъемн. двиг. л. с.	60	60—80	75	75	—	—	—	125	187.56	250	2×150	250	2×150		
» поворотн. двиг., л. с.	13	13	23	23	—	—	—	30	40	2×40	100	2×40	100		
» напорн. двиг., л. с.	13	13	23	23	—	—	—	30	40	50	20	50	20		
» возбудителя, кет	—	—	—	—	—	—	—	—	9—12	15	425	15	425		
Конструктивный вес (без балласта), т	—	—	—	83.91	—	—	—	102.83	132.63	488.24	425.03	488.24	425.03		
Вес в рабочем состоянии, т	62.14	63.96	63.96	93.89	—	—	—	118.70	153.04	215.45	497.6	215.45	497.6		

Механические лопаты Марион
(Обозначения А—К см. по списку на фиг. 146)

Наименование данных	045	460	480	490	5120	4120	425	4160	4200	5320	5180
Емкость ковша, м ³	0,96	1,15	1,53	1,72	2,29	2,29	3,06	3,06	3,82	6,42	9,17
Длина стрелы, м	7,65	6,71	7,62	7,93	10,06	10,36	9,90	10,36	10,97	28,50	28,95
Длина рукояти, м	4,88	5,03	5,18	5,64	6,70	7,01	7,87	7,01	7,08	19,09	20,57
Угол наклона стрелы, град.	47,5	47,5	47,5	50	48	47,5	45	47,5	48	47,5	47,5
Максим. высота разгр., м	4,57	4,87	5,79	5,64	7,39	6,55	7,69	6,40	7,01	21,79	22,71
Макс. рад. разгр. В при Аmax, м	7,85	8,30	9,43	9,44	12,11	11,73	13,64	11,96	12,34	29,56	30,94
Максим. радиус разг. рукоят. при гориз. рукояти В, м	8,07	8,43	9,65	9,37	12,42	11,88	13,86	12,42	12,99	31,39	32,77
Максим. высота резания D, м	6,70	7,08	8,13	8,30	—	9,60	—	9,45	10,29	26,14	27,58
Максим. радиус черпания Е, м	8,84	9,25	10,77	10,44	—	13,10	—	13,26	—	33,00	34,59
Радиус черпания на уровне стояния G, м	5,33	5,87	6,96	6,73	—	7,85	—	7,31	8,99	49,20	49,96
Глубина черпания ниже уровня стояния Н, м	2,28	1,83	1,93	1,98	—	2,44	—	2,44	1,90	—	—
Высота до верха голов. шкива стрелы I, м	7,11	6,93	7,85	8,38	10,72	10,67	10,74	10,97	12,19	27,28	28,50
Радиус поворота стрелы J, м	6,43	6,12	7,05	7,06	9,68	9,60	10,36	9,83	10,36	24,99	26,15
Рад. пов. водн. конца каб. К, м	3,40	3,38	4,04	4,12	4,88	4,88	6,70	5,18	5,48	40,06	41,07
Мощн. сетев. индукц. мот., л.с.	40	50	75	100	синхр. 190 л.с.	175 синхр. 190 л.с.	—	250 синхр. 435 л.с.	350 л.с.	—	800 л.с.
Мощн. подьемн. генерат., кет	общий 25	общий 35	общий 50	50	100	100	100	150	225	275	450
Мощн. повор. генерат., кет	» напорного генерат., кет	» 35	» 50	20	25	25	25	40	2×40	75	175
» подьемн. двиг., л.с.	» 23	» 30	» 60	60	24	25	24	40	40	50	150
» повор. двиг., л.с.	9,5	43	23	23	100	100	125	187,5	250	2×187,5	2×250
» напорн. » л.с.	9,5	43	23	23	30	30	375	50	2×40	125	2×100
» возбуждителя, кет	—	—	—	—	30	30	30	40	50	100	150
Коэфф. вес (без балласта), т	—	—	—	77,111	124,74	106,59	138,88	154,22	20	25+27	35+27
Вес в рабочем состоянии, т	37,195	42,638	75,296	89,915	154,22	124,74	165,56	176,00	195,03	532,97	703,7
									224,53	632,76	843,7

Механические лопаты Мелк-Гамброе

(Обозначения А — М см. по эскизу на фиг. 146)

Модель экскаватора		III	IV	V	VI	C	D	E
Наименование данных								
Емкость ковша, м³		0,65	1,00	1,50	2,25	4,50	2,25	3,33
Угол наклона стрелы, град.		45	45	45	45	52,5	52,5	52,5
Максимальная высота разгрузки А, м		4,32	5,07	6,29	7,66	6,79	8,08	9,99
Максимальный радиус разгрузки В при А _{мах} , м		7,62	8,95	10,70	12,65	9,50	11,30	13,50
Максимальный радиус разгрузки при гориз. рукоятки, В, м		7,75	9,20	10,90	12,90	9,80	11,50	14,00
Максимальная высота резания D, м		6,29	7,45	8,88	10,56	9,77	11,43	13,69
Максимальный радиус черпания E, м		8,57	10,10	12,02	14,15	11,06	13,00	15,50
Глубина черпания на уровне стояния G, м		4,90	5,85	6,98	8,30	5,55	6,60	7,84
Радиус черпания ниже уровня стояния H, м		1,05	1,15	1,39	1,54	2,40	2,70	3,00
Высота до верха головного шкива стрелы I, м		6,32	7,58	10,00	10,90	9,67	11,63	13,89
Радиус поворота стрелы J, м		6,31	7,49	8,95	10,62	7,20	8,65	10,25
Радиус поворота вад. конца кабины K, м		3,21	3,75	4,30	4,94	3,75	4,30	4,94
Высота от земли до шва повороти. платф. L, м		1,32	1,61	1,96	2,36	1,73	2,15	2,65
Высота до верха мачты-двупного, M, м		4,06	4,86	5,87	7,05	6,19	7,50	9,06
Рабочие двигатели (асинхронные моторы):								
Мощность подъемного двигателя, получасовая а. с.		55	95	177	272	95	177	272
Мощность подъемного двигателя, часовая а. с.		41	75	130	204	75	130	204
Мощность поворотного двигателя, получасовая а. с.		24,5	35,5	62,5	122	35,5	62,5	122
Мощность поворотного двигателя, часовая а. с.		19	29	47	95	29	47	95
Мощность напорного двигателя, получасовая а. с.		24,5	35,5	54,5	95	54,5	84	122
» » часовая а. с.		16,5	24,5	37	68	37	57	87
Конструктивный вес (без балласта), т		27,60	34,30	72,60	118,20	50,20	81,05	136,65
Рабочий вес (с балластом), т		34,00	55,00	89,90	146,40	68,45	111,30	182,95

Драглайны советских заводов и заводов Бьюсайрус

(Обозначение размеров *A, B, E, F* и *H* см. по эскизу на фиг. 147)

Модель экскаватора	Емкость ковша, м ³	Длина стрелы, м	Угол наклона стрелы	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>E</i>	<i>F</i>	<i>H</i>
--------------------	-------------------------------	-----------------	---------------------	----------	----------	----------	----------	----------

Драглайны заводов СССР (на гусеничном ходу)

М-I-Д-В	0,35	9,00	45°	4,80	6,70	6,70	2,40	3,00
М-II-П	0,75	13,00	30°	4,70	12,60	12,60	—	4,00
М-III-П	1,15	15,00	40°	8,00	13,30	13,30	—	5,30
П. П. Г.	1,00	18,00	25°	5,70	18,96	18,96	—	6,0—9,0
			40°	9,60	16,09	16,09	—	5,0—8,0

Драглайны Бьюсайрус (на гусеничном ходу)

85—В	2,29	18,28	36°	7,62	16,76	16,76	3,0—4,5	8,38
	2,29	19,81	35°	8,38	18,29	18,29	3,0—4,5	9,14
	1,91	21,33	33°	8,83	19,81	19,81	3,0—4,5	10,21
	1,72	22,86	32°	9,14	21,33	21,33	3,0—4,5	11,12
	1,53	24,38	31°	9,75	22,86	22,86	3,0—4,5	12,50
	1,34	25,91	30°	10,36	24,38	24,38	3,5—6,0	13,87
	1,15	27,43	29°	10,97	25,91	25,91	3,5—6,0	15,54
750—В	—	—	18°	13,41	55,78	55,78	5,50—7,90	32,61
	7,65	51,81	25°	19,20	53,03	53,03	7,30—11,00	26,82
	—	—	30°	23,16	50,90	50,90	8,50—12,80	22,86
	—	—	18°	14,93	59,74	59,74	5,80—8,50	31,10
	6,12	56,38	25°	21,33	57,30	57,30	7,90—11,90	24,38
	—	—	30°	25,90	54,86	54,86	9,45—14,00	22,03
	—	—	18°	16,76	64,00	64,00	6,40—9,45	28,26
	4,59	60,96	25°	23,77	61,57	61,57	8,50—12,80	22,25
	—	—	30°	28,35	58,82	58,82	10,00—15,00	17,68
	—	—	18°	16,76	64,00	64,00	6,40—9,45	28,26
	4,59	60,96	25°	23,77	61,57	61,57	8,50—12,80	22,25
	—	—	30°	28,35	58,82	58,82	10,00—15,00	17,68

Примечание. Все данные, касающиеся размеров кабины, веса и мощности двигателей драглайнов советских заводов для соответствующих моделей экскаваторов см. в табл. 22. Габаритные размеры, кабины, вес и мощность двигателей драглайнов 85-В приведены в табл. 23. Габаритные размеры кабины, вес и мощность двигателей драглайна 750-В см. в табл. 23.

Драглайны Вьюсайрус-Монпан на шагающем ходу
(Обозначения размеров *A, B, E, F* и *H* см. по эскизу на фиг. 147)

Модель экска- ватора	Ем- кость ковша, м ³	Длина стрелы, м	Угол накл- она стре- лы	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>E</i>	<i>F</i>	<i>H</i>
6—W	4,59 или 5,35	30,48 (стальная)	25° 30° 35°	7,93 10,36 12,50	31,70 30,48 28,96	31,70 30,48 28,96	3,0—6,0 3,0—6,0 3,0—6,0	17,68 15,24 13,11
	4,59 или 5,35	33,53 (стале-алюмин.)	25° 30° 35°	9,14 11,58 14,02	34,44 33,22 31,70	34,44 33,22 31,70	3,0—6,0 3,0—6,0 3,0—6,0	16,76 14,32 11,88
	3,82 или 4,59	35,05 (стальная)	25° 30° 35°	10,06 12,80 15,24	35,96 34,44 32,92	35,96 34,44 32,92	3,65—7,60 3,65—7,60 3,65—7,60	15,85 13,11 10,67
	3,82 или 4,59	38,10 (стальная или стале-алюмин.)	25° 30° 35°	11,27 14,32 17,07	38,71 37,18 35,35	38,71 37,18 35,35	3,65—8,5 3,65—8,5 3,65—8,5	14,63 11,58 8,84
	3,06 или 4,59	41,15 (стальная или стале-алюмин.)	25° 30° 35°	12,49 15,54 18,59	41,45 39,62 37,18	41,45 39,62 37,18	4,25—9,15 4,25—9,15 4,25—9,15	13,41 10,36 7,31
	3,82 или 4,59	24,38 (стальная)	25° 30° 35°	5,79 7,62 9,45	26,21 25,30 24,08	26,21 25,30 24,08	1,83—4,58 1,83—4,58 1,83—4,58	14,02 12,19 10,67
	3,44 или 3,82	27,43 (стальная)	25° 30° 35°	7,01 9,14 10,97	28,95 27,73 26,53	28,95 27,73 26,53	2,43—5,50 2,43—5,50 2,43—5,50	14,93 12,50 10,67
	3,06 до 4,59	30,48 (стальная или стале-алюмин.)	25° 30° 35°	8,53 10,97 13,11	31,70 30,48 28,95	31,70 30,48 28,95	3,00—6,00 3,00—6,00 3,00—6,00	13,41 10,97 8,84
	2,67 до 3,82	33,53 (стальная или стале-алюмин.)	25° 30° 35°	9,75 12,19 14,63	34,44 33,22 31,39	34,44 33,22 31,39	3,00—7,60 3,00—7,60 3,00—7,60	12,19 9,75 7,31

Драглайны Бьюсайрус-Мониган на шагающем ходу

(Рабочие размеры см. в табл. 28)

Наименование данных	6-W	4-W
Наружный диаметр главной рамы, м	9,14	7,49
Опорная поверхность главной рамы, м ²	65,60	44,10
Ширина и длина опорных башмаков, м	1,52×10,49	1,52×9,88
Опорная площадь двух башмаков, м ²	31,90	30,20
Длина шага, м	2,13	2,13
Скорость передвижения экскаватора, км/час	0,30	0,35
Мощность двигателя (дизель), л. с.	280	210
Емкость бака для горячего, л	2480	2180
Емкость водяного бака, л	3150	2180
Вес балласта, т	11,79	9,07
Вес в рабочем состоянии, т	270,41	210,92

Вращение напорному барабану передается посредством цепи Галля, а подача ковша вперед или назад осуществляется с помощью канатов, соединенных с концами цилиндрической рукояти.

Что касается рабочего оборудования драглайнов, то оно также в большинстве случаев изготавливается для каждой модели экскаватора в нескольких комплектах, причем фирма Бьюсайрус, например на экскаваторах, оборудованных шагающим ходовым устройством, довольно часто, с целью увеличения рабочих размеров драглайнов, применяет стрелы с наконечниками из алюминиевых сплавов (стале-алюминиевые стрелы).

Ввиду того что все прочие виды сменного рабочего оборудования (грейфер, скиппер, дитчер и т. п.) в горном деле применяются чрезвычайно редко или даже в исключительных случаях, эксплуатационно-технические данные по этим видам оборудования не приводятся.

§ 8. Определение производительности одноковшевых экскаваторов

Производительность одноковшевых экскаваторов обычно определяется по формуле:

$$Q = \frac{EK_K n T}{K_p} \eta,$$

где Q — сменная производительность экскаватора в целике, $м^3$;

E — емкость ковша экскаватора, $м^3$;

K_n — коэффициент наполнения ковша;

n — число черпаний (циклов ковша) в минуту;

T — продолжительность рабочей смены в минутах;

η — коэффициент использования экскаватора по времени;

K_p — коэффициент разрыхления руды или породы.

Если число черпаний в минуту n выразить через продолжительность одного цикла черпания t (в минутах), то $n = \frac{1}{t}$ и формула примет вид:

$$Q = \frac{EK_n T \eta}{t K_p}$$

Из шести величин, входящих в эти формулы, только две являются тринными: геометрическая емкость ковша E и продолжительность смены T , остальные же четыре (K_n , K_p , η и t) берутся на основании различных нормативных и опытных данных, изменяющихся в довольно широких пределах. Поэтому точность определения сменной производительности одноковшевого экскаватора будет зависеть от правильного выбора этих коэффициентов.

При нормальных условиях работы, когда размеры кусков грузимой породы в поперечнике не превышают $\frac{1}{3}$ ширины ковша, а высота забоя не менее 3,0 м, коэффициент наполнения ковша равен 0,8—0,9, а при хорошей квалификации машиниста 0,95—1,0. В породах рыхлых и сыпучих при той же минимальной высоте уступа он достигает 1,1—1,2, а во влажных глинистых грунтах снижается до 0,7—0,6 и даже до 0,55.

Коэффициент разрыхления зависит от физико-механических свойств горных пород и степени дробления их при взрывных работах. На каждом руднике он должен определяться отдельно для каждой категории руд и пород, например путем взвешивания в точно измеренных откаточных сосудах. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться данными, приведенными в табл. 29.

Продолжительность цикла черпания t зависит от конструкции экскаватора и квалификации машиниста и изменяется в пределах от 0,2 мин. — для неполноповоротных механических лопат — до 1,0 мин. — для тяжелых полноповоротных экскаваторов. Эта величина, как правило, определяется хронометражными наблюдениями. При ориентировочных расчетах можно воспользоваться средними фактическими данными Магнитогорского рудника, приведенными в табл. 30.

Для драглайнов продолжительность цикла черпания при погрузке породы непосредственно в отвал такая же, как и у механических лопат, а при погрузке в вагоны — увеличивается на 10—15%.

Коэффициент использования экскаватора по времени η , зависит главным образом от организации транспорта и практически изменяется в пределах от 0,5 до 0,95. Величина этого коэффициента может быть или заранее задана и в соответствии с нею строятся графики

Коэффициент разрыхления горных пород

Наименование пород	Объемный вес в плотном теле, m/m^3	Коэффициент разрыхления K_p
Мелкий песок, рыхлый растительный грунт .	1,1—1,4	1,08—1,12
Крупный песок, растительный слой, супесок, чернозем, легкие суглинки	1,4—1,6	1,18—1,22
Тяжелые суглинки, жирные глины	1,7—1,8	1,25—1,27
Жирные глины и тяжелые суглинки с примесями крупного гравия, гальки, щебня (до 25%), а также крупный гравий и отвердевший лёсс	до 2,1	1,27—1,30
Ополни, мергель, сланцевые глины, тяжелые глины	1,9—2,2	1,30—1,32
Меловые породы, мягкие известняки, мягкие песчаники	2,0—2,3	1,32—1,35
Разборная скала, сланцы, а также конгломераты и мерзлые грунты	2,2—2,4	1,35—1,40
Твердые известняки, твердые песчаники, мрамор	2,4—2,7	1,40—1,45
Сплошные скальные породы особой твердости (гнейсы, граниты, порфирит, сиенит, базальт, кварцевые породы)	2,7—3,2	1,45—1,50

Таблица 30

Продолжительность цикла черпания t (в минутах) для механических лопат (Магнитогорский рудник)

Руда	Типы экскаваторов		
	Марпон 4120 емк. ковша 2,29 м ³	Быюсайрус 120-В, емк. ковша 3,06 м ³	Быюсайрус 50-В, емк. ковша 1,50 м ³
Бедная	0,60	0,54	0,52
Доменная	0,63	0,60	—
Синька	0,64	0,60	0,43
Россыпная	0,70	0,69	0,56

движения поездов (см. главу IX), или, наоборот, задается график движения поездов, построенный с учетом имеющегося на руднике парка подвижного состава, а по этому графику может быть определен коэффициент использования экскаваторов. В том и в другом случае нужно знать: время t_0 , необходимое для погрузки поезда емкостью V_m^3 , и интервалы времени t_n между подачей поездов (от конца погрузки одного до начала погрузки другого), или иначе — время ожидания порожняка, в минутах.

Время погрузки поезда емкостью V м³ экскаватором с ковшем емкостью E м³ определяется равенством:

$$t_0 = \delta \frac{V}{nEK_n}$$

или, выражая n через t ,

$$t_0 = \delta \frac{Vt}{EK_n}$$

где, кроме принятых обозначений, δ — коэффициент перегруза вагонов («на шапку»), равный в среднем 1,12.

Если коэффициент использования экскаватора по времени задан, то, зная время погрузки одного поезда, легко определить интервалы между подачей поездов t_n , при которых заданный коэффициент использования может быть выдержан. Полное время погрузки каждого поезда складывается из чистого времени погрузки t_0 и времени ожидания порожняка t_n , в течение которого совершается передвижка экскаватора в забое и различные вспомогательные операции. Следовательно коэффициент использования экскаватора по времени будет:

$$\eta = \frac{t_0}{t_0 + t_n}$$

откуда

$$t_n = \frac{t_0 (1 - \eta)}{\eta}$$

Таким образом графики движения поездов в этом случае должны строиться с таким расчетом, чтобы в забое экскаватора на замену груженого поезда порожним затрачивалось не более t_n мин., так как только при этом условии может быть выдержан заданный коэффициент использования экскаватора. Так, например, если на погрузку каждого поезда емкостью в 75 м³ требуется в среднем 26 мин., а заданный коэффициент использования экскаватора по времени равен 0,75, то интервал между концом погрузки одного и началом погрузки другого поезда не должен превышать $t_n = \frac{26 (1 - 0,75)}{0,75} = 8,67$ мин.,

что и должно быть отражено в оперативном графике движения поездов.

Если же задан график движения поездов, то по нему легко определить коэффициент использования экскаватора. Например, если графиком предусмотрена погрузка за 8-часовую смену 15 поездов при норме времени на чистую погрузку 26 мин. на каждый поезд, то коэффициент использования экскаватора по времени будет:

$$\eta = \frac{15 \cdot 26}{480} = 0,81, \text{ или } 81\%.$$

ГЛАВА VI

БАШЕННЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

§ 1. Принцип работы и классификация башенных экскаваторов

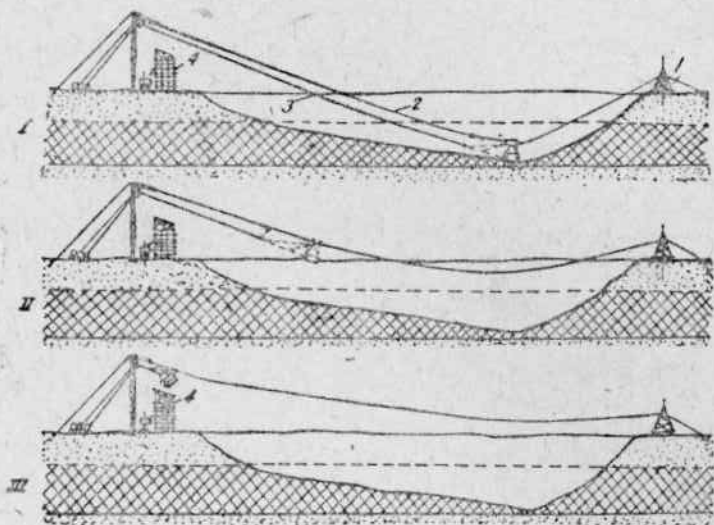
По принципу работы башенный экскаватор является как бы промежуточным механизмом между драглайном и скреперной установкой. Способ черпания или загрузки ковша в забое у всех этих механизмов совершенно одинаков. Основное отличие между ними заключается в способе перемещения ковша между пунктами загрузки и разгрузки его. Ковш драглайна перемещается между этими пунктами вместе со стрелой, на которой он подвешен; скрепер перемещается по почве выработки, не теряя с ней соприкосновения в течение всего рабочего цикла, а ковш башенного экскаватора перемещается с помощью каретки по несущему канату, натянутому между машинной башней и якорем или между двумя башнями, из которых одна является машинной, а другая — хвостовой или контрбашней. Конструкции ковша драглайна и башенного экскаватора принципиально ничем не отличаются друг от друга.

Схема устройства и последовательность операций при работе простейшего башенного экскаватора с неподвижной машинной башней представлена на фиг. 150. Хвостовая передвижная башня I имеет меньшую высоту по сравнению с машинной, и поэтому несущий канат 2, будучи натянут, всегда имеет уклон в сторону хвостовой башни. Ковш, подвешенный к каретке, при ослаблении тягового каната 3 опускается в забой под действием собственной силы тяжести. Когда ковш достигнет дна выработки (положение 1), то при натяжении каната 3 он врезается в породу и заполняется. После того как ковш наполнен — натяжением несущего каната он приподнимается и под действием тягового каната перемещается к месту разгрузки (положение II). Над бункером 4 ковш автоматически разгружается (положение III), после чего несущий и тяговой канаты ослабляются и цикл повторяется.

В практике открытых горных работ применяются более сложные и вместе с тем более совершенные башенные экскаваторы, у которых лебедка, а иногда и бункер смонтированы на одной общей передвижной башне, а несущий канат на противоположной стороне карьера укрепляется либо к неподвижному якорю, либо к подвижной контрбашне. В зависимости от числа башен эти экскаваторы разделяются на однобашенные и двухбашенные.

По конструкции натяжного устройства для несущего каната башенные экскаваторы делятся на два типа:

- 1) с полиспастным натяжным устройством и
- 2) с балансирным натяжным устройством.



Фиг. 150. Схема устройства и принцип работы простейшего башенного экскаватора с неподвижной головной башней.

1 — хвостовая передвижная башня, 2 — несущий канат, 3 — тяговой канат, 4 — бункер.

По конструкции ходового устройства машинной башни и контрбашни они подразделяются на рельсовые и гусеничные.

§ 2. Основные части башенных экскаваторов

Главнейшими частями всякого башенного экскаватора являются: ковш, тяговой и несущий канаты, каретка, блоки, башни или, мачты, и лебедка.

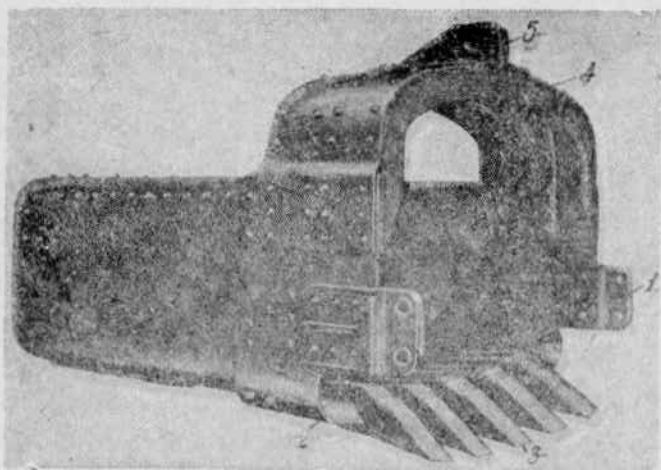
1. Ковш

Ковш башенного экскаватора (фиг. 151) представляет собой ящик, открытый спереди и сверху. К боковым стенкам его укреплены ушки 1 для цепей, идущих к тяговому канату. В этих ушках делается по два или по три отверстия, расположенных друг над другом, которые позволяют регулировать угол внедрения ковша во время его загрузки. Когда тяговые цепи укреплены к нижним отверстиям — угол внедрения наименьший, а когда к верхним — наибольший.

Передняя часть днища ковша снабжена режущим козырьком 2 и зубьями 3. На дугообразной обойме 4 укреплена пластинка 5 с отвер-

ствием для подвески ковша к каретке; такие же пластинки имеются и на задней наружной стенке ковша.

Вес ковша, в зависимости от характера пород, для которых он предназначается, составляет от 1 до 2 т на каждый м^3 его емкости.



Фиг. 151. Ковш башенного экскаватора.

1 — уши ковша, 2 — режущий козырек, 3 — зубы, 4 — дугообразная обойма, 5 — пластинка.

Наибольшему износу подвергаются зубы и режущий козырек ковша, поэтому они обычно изготавливаются из марганцовистой стали.

2. Каретка

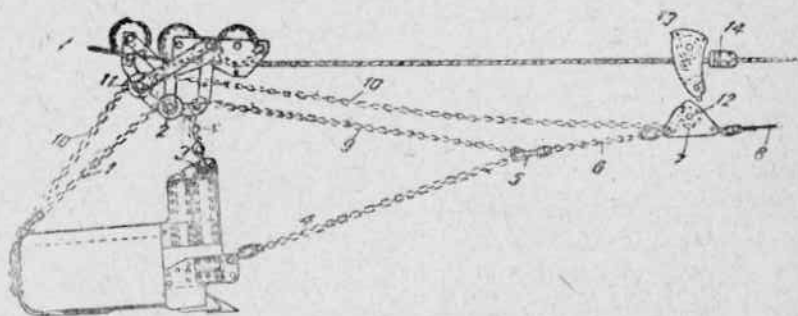
Ковш подвешивается на несущем канате при помощи каретки, состоящей из двух, трех или четырех желобчатых колес, заключенных в обойму. При емкости ковша до $0,75 \text{ м}^3$ применяются двухколесные каретки, при емкости от $0,75$ до $1,5 \text{ м}^3$ — трехколесные и при емкости свыше $1,5 \text{ м}^3$ — четырехколесные.

Схема подвески ковша к каретке представлена на фиг. 152. Подвесная цепь 1 одним концом укреплена к задней стенке ковша, перекинута через поддерживающий блок каретки 2 и вторым концом соединена с пластинкой дугообразной обоймы ковша. Тяговые цепи 4 укрепляются к соединительной серьге 5 и далее одной общей цепью 6 прицепляются к обойме разгрузочного блока 7 и к тяговому канату 8. Уравновешивающая цепь 9 одним концом укреплена к пластинке 3, а вторым к соединительной серьге 5. Разгрузочная цепь 10 прикреплена к задней стенке ковша, перекинута через направляющий блок 11 и далее, обогнув разгрузочный блок 12, укрепляется вторым своим концом к обойме ведущего блока 13.

На несущем канате, над местом разгрузки, укрепляется муфта 14, которая препятствует дальнейшему движению вперед ведущего блока 13, а разгрузочный блок 12, продолжая двигаться дальше,

натягивает разгрузочную цепь 10, вследствие чего ковш опрокидывается вперед.

Башенные экскаваторы большой мощности изготавливаются с двумя параллельными несущими канатами и с двухколейными каретками,



Фиг. 152. Схема подвески ковша к каретке.

1 — подвесная цепь, 2 — блок каретки, 3 — пластина, 4 — тягач, 5 — соединительная серьга, 6 — соединительная цепь, 7 — обойма разгрузочного блока, 8 — тягач, 9 — уравновешивающая цепь, 10 — разгрузочная цепь, 11 — направляющий блок, 12 — разгрузочный блок, 13 — ведущий блок, 14 — муфта.

представляющими собой две четырехколесных простых каретки, соединенных между собой жесткой рамой.

3. Канаты

Несущий канат называют иногда кабелем, а башенные экскаваторы — кабельными. В качестве несущего кабеля обычно применяются сомкнутые спиральные канаты без пеньковых сердечников, с броней из проволоки, имеющей поперечное сечение специальной фасонной формы. Канат такой конструкции почти не вытягивается, обладает достаточной гибкостью и имеет более продолжительный срок службы, чем канат из круглой проволоки.

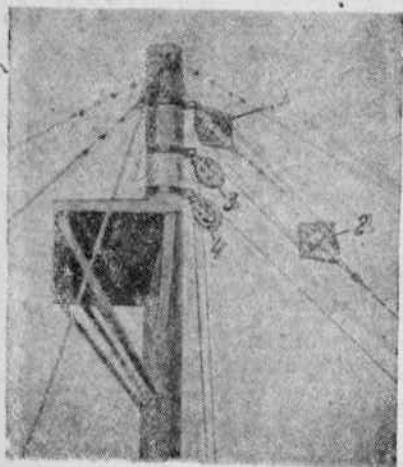
В качестве тяговых применяются обычные стальные канаты из круглой проволоки с пеньковым сердечником, но изготовленные из высококачественной стали и обладающие высоким сопротивлением разрыву и достаточной эластичностью.

Диаметр несущего каната определяется в зависимости от емкости ковша и длины пролета. Наиболее ходовые размеры канатов — от 38 до 50 мм. Диаметр тягового каната определяется в зависимости от тех же факторов и обычно берется в пределах от 16 до 43 мм.

4. Башни и мачты

Силовая установка башенного экскаватора простейшей конструкции (фиг. 150) монтируется очень часто отдельно от опорного устройства для несущего и тягового канатов, представляющего собой металлическую или деревянную мачту.

В этом случае машинная башня, в тесном смысле слова, отсутствует, или, вернее, она расчленена на три элемента — силовую установку, опорное устройство и погрузочное устройство.



Простейшее опорное устройство представляет собой деревянную мачту, поддерживаемую в вертикальном положении при помощи растяжек. На головной части мачты (фиг. 153) укреплены на металлических кольцах полиспастный блок 1 и направляющие блоки 3 и 4.

Несущий канат укрепляется к серье полиспастного блока 2. Высота мачты выбирается с таким расчетом, чтобы уклон несущего каната, натянутого между головной мачтой и хвостовой опорой, составлял не менее 0,10—0,15. Деревянные мачты применяются в тех случаях, когда требуемая

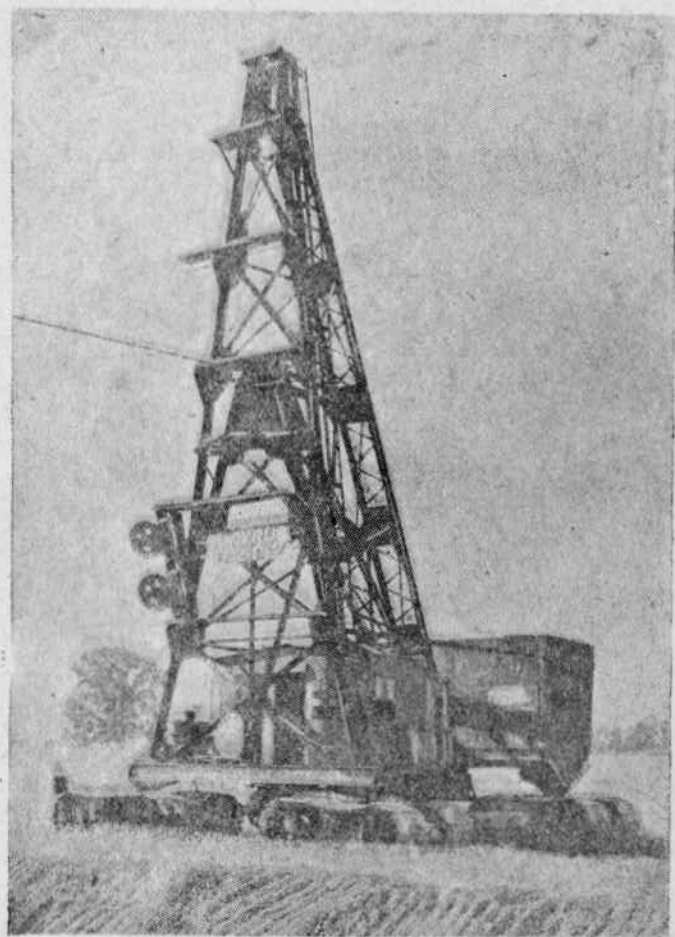
Фиг. 153. Вершина деревянной головной мачты.
1 и 2—полиспастные блоки, 3 и 4—направляющие блоки.



Фиг. 154. Машинные башни: слева — деревянной, справа — металлической конструкции на рельсовом ходу.

высота ее для создания этого уклона не превышает 12—15 м. Для высот более 15 м применяются металлические мачты.

В передвижных башенных экскаваторах опорные установки делаются в виде башен деревянной или металлической конструкции (фиг. 154). Деревянные башни обычно устанавливаются на рельсовом ходу, а металлические — на рельсовом или на гусеничном.



Фиг. 155. Контрбашня на гусеничном ходу.

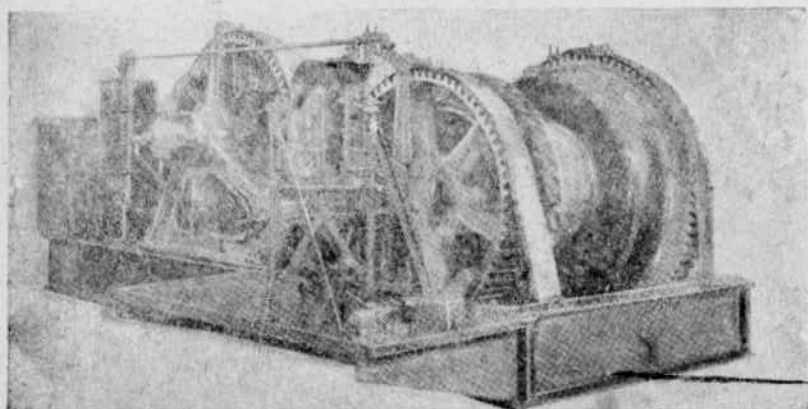
Передвижка башен, устанавливаемых на рельсовом ходу, производится при помощи специальных лебедок с непосредственной передачей движения на ведущие оси, или при помощи вспомогательных ручных лебедок, причем в последнем случае канат с барабана лебедки, установленной в нижней части башни, перекидывается через блок, укрепленный к неподвижному якорю между путями, и затем укрепляется к башне. При наматывании каната на барабан лебедки башня подтягивается к якорю. Башни, смонтированные на гусенич-

ном ходу, передвигаются при помощи специально установленных для этой цели двигателей. Контрбашни двухбашенных экскаваторов бывают деревянные и металлические и устанавливаются также на рельсовом или гусеничном ходу, как показано на фиг. 155.

5. Лебедки

Общий вид лебедки однобашенного экскаватора представлен на фиг. 156, а кинематическая схема — на фиг. 157. Передний барабан 1 служит для загрузки ковша и перемещения его по несущему канату к машинной башне, а задний 2 — для спуска и подъема несущего каната.

При работе башенного экскаватора усилие тяги, развиваемое лебедкой, будет максимальным в тот момент, когда ковш движется



Фиг. 156. Общий вид двухскоростной лебедки однобашенного экскаватора.

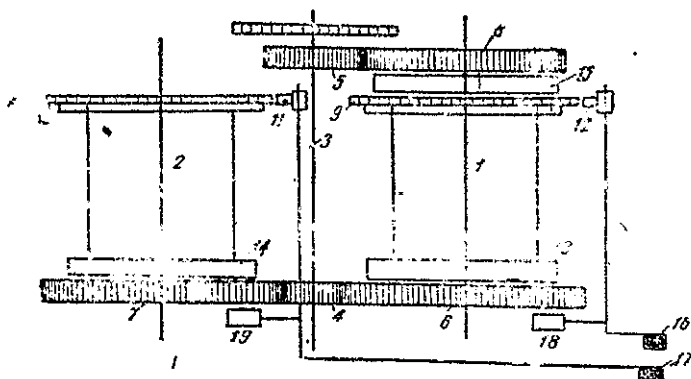
по забою и срезает слой породы. После того как ковш загружен и начинает перемещаться по несущему канату к машинной башне, сопротивление движению его резко снижается, вследствие чего нагрузка на лебедку уменьшается.

Для того чтобы, с одной стороны, полнее использовать мощность лебедки, а с другой — сократить время движения ковша к месту разгрузки — скорость тягового (переднего) барабана необходимо увеличивать, начиная с того момента, когда ковш наполнится. Поэтому на башенных экскаваторах применяются двух- и трех-скоростные лебедки, позволяющие увеличивать скорость движения груженого ковша по несущему канату в 3—9 раз против скорости во время загрузки. Так, например, скорость движения ковша во время загрузки обычно составляет около 1 м/сек, а при перемещении после загрузки, — от 3 до 9 м/сек. Это достигается следующим образом.

Вращение от вала двигателя передается промежуточному валу 3 (см. фиг. 157) при помощи цепной передачи. На концах этого вала насажены наглухо шестерни 4 и 5, причем первая из них имеет

меньший диаметр, а вторая — больший. Шестерня 4 сцепляется с зубчатыми колесами 6 и 7, посаженными на своих валах свободно. Шестерня 5 сцепляется с шестерней 8, посаженной на валу так же свободно, как и шестерни 6 и 7. Оба барабана посажены на валах свободно и снабжены храповыми колесами 9 и 10.

В начале черпания (фиг. 150, положение I) несущий канат ослаблен и барабан 2 удерживает его в таком положении, так как храповое колесо 10 и собачка 11 препятствует вращению барабана по часовой стрелке. При включении фрикциона 13 барабан, увлекаемый шестерней 6, начинает вращаться против часовой стрелки и, наматывая канат со скоростью около 1 м/сек., производит загрузку ковша.



Фиг. 157. Кинематическая схема двухскоростной лебедки однобашенного экскаватора.

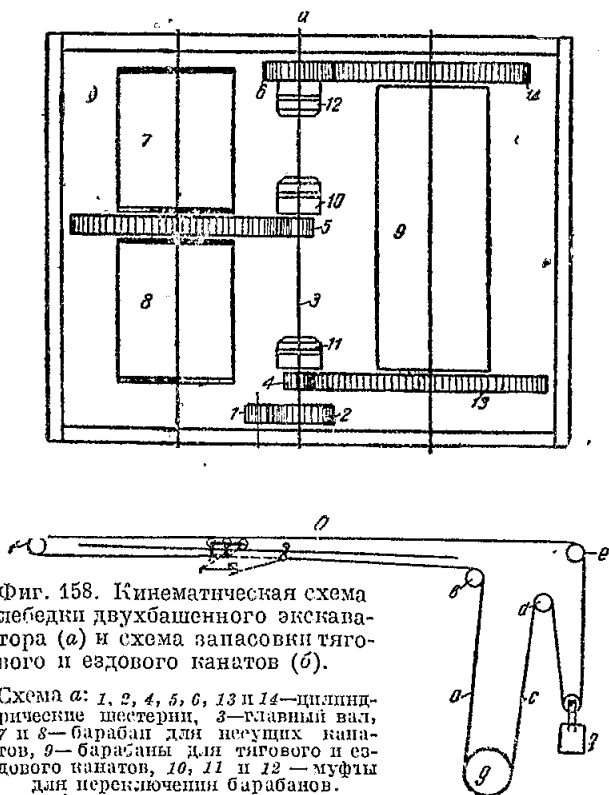
1 и 2 — передний и задний барабаны лебедки; 3 — промежуточный вал; 4, 5, 6, 7 и 8 — шестерни; 9 и 10 — храповые колеса; 11 и 12 — собачки; 13, 14 и 15 — фрикционы; 16 и 17, педали; 18 и 19 — противовесы.

Когда ковш загружен, барабан 1 выключается, а собачка 12, препятствуя вращению его по часовой стрелке, не позволяет тяговому канату сматываться. При включении фрикциона 14 барабан 2 начинает вращаться против часовой стрелки, чему собачка 11 не препятствует, и несущий канат натягивается, приподнимая ковш на нужную высоту. Когда несущий канат поднимет ковш на достаточную высоту, фрикцион 14 выключается, а собачка 11, препятствующая вращению барабана по часовой стрелке, удерживает несущий канат в натянутом состоянии. При включении фрикциона 15 барабан 1 увлекается шестерней 8 и, вращаясь против часовой стрелки, наматывает тяговый канат и тем самым перемещает ковш по несущему канату со скоростью, в зависимости от передаточного числа шестерен 5 и 8, от 3 до 9 м/сек (фиг. 150, положение II).

После того как ковш опорожнен, машинист нажимает ножную педаль 16; собачка 12 освобождает храповое колесо 9, и ковш под действием собственной силы тяжести скользит по несущему канату к месту загрузки; нажимом на педаль 17 собачка 11 освобождает храповое колесо 10, вследствие чего несущий канат сматывается до тех пор, пока ковш не коснется почвы выработки. Когда ковш

встанет на забой, педали 16 и 17 освобождаются, и собачки 11 и 12 под действием грузов 18 и 19 автоматически прижимаются к храповым колесам 9 и 10; далее цикл черпания повторяется.

При работе двухбашенных экскаваторов, для лучшего маневрирования грузным и порожним ковшом, к каретке укрепляется специальный канат, называемый ездовым, который позволяет при



любой практически возможной длине пролета между башнями установить ковш над любым пунктом в пределах этого пролета, что не всегда возможно, если ковш движется к месту загрузки только под действием собственной силы тяжести. Поэтому в двухбашенных экскаваторах обычно применяются лебедки иного типа, чем описанные выше.

Кинематическая схема наиболее простой лебедки для двухбашенного экскаватора представлена на фиг. 158, а. Вращение от вала мотора через шестерни 1 и 2 передается главному валу 3, на котором насажены свободно шестерни 4, 5 и 6. Барабаны 7 и 8 насажены на одном общем валу и служат для натяжения и ослабления двух параллельно натянутых несущих канатов, а барабан 9 — для тягового и ездового канатов.

Тяговой канат *a* (фиг. 158, б) намотан на одну половину барабана 9, затем конец его огибает блок *в*, укрепленный на машинной башне, и прикрепляется к каретке ковша.

Ездовой канат *с* намотан на вторую половину барабана 9, огибает блоки *d* и *e* машинной башни, проходит на контрбашню и, обогнув ее блок *f*, укрепляется к каретке ковша.

Ввиду того что ездовой канат при подъеме и опускании несущих канатов должен следовать изменениям их длины, в машинной башне предусматривается запас ездового каната в виде петли с подвешенным к ней натяжным грузом *q*.

Тяговой и ездовой канаты намотаны на барабан 9 таким образом, что в то время когда один из них сматывается, второй наматывается.

Управление подъемом и спуском несущих канатов осуществляется посредством муфты 10, включающей и выключающей шестерню 5, сцепляющуюся с зубчатым колесом подъемных барабанов.

Барабан 9 имеет две передачи, одна из которых (шестерни 4 и 13) дает скорость передвижения канатов около 1 м/сек и включается при загрузке ковша, а вторая (шестерни 6 и 14) — 4 м/сек и включается для передвижения груженого и порожнего ковша. Включение и выключение этих передач осуществляется посредством муфт 11 и 12. Изменение направления вращения барабанов достигается переключением мотора. Барабаны снабжаются пневматическими или электромагнитными тормозами.

Основной недостаток подобных лебедок заключается в том что они не позволяют совмещать спуск и подъем с движением ковша по несущему канату, в связи с чем эти операции должны производиться последовательно одна за другой, что приводит к удлинению продолжительности цикла и снижению производительности.

В целях устранения указанного недостатка в последних конструкциях мощных башенных экскаваторов стали применяться отдельные приводы с самостоятельными моторами для несущих, ездового и тягового канатов.

§ 3. Типы башенных экскаваторов

По конструкции натяжного устройства для несущих канатов башенные экскаваторы подразделяются на полиспастные и балансирные.

Если в качестве несущих канатов применяются обычные подъемные канаты, обладающие большой эластичностью, натяжение и ослабление их при подъеме и спуске ковша может производиться непосредственной навивкой каната на барабан лебедки. Однако такие канаты слишком быстро изнашиваются; поэтому в качестве несущих, особенно при большой емкости ковша, применяют канаты закрытого или полужакрытого типа, которые вследствие большой их жесткости не допускают непосредственной навивки на барабан. Поэтому концы несущих канатов на стороне машинной башни соединяются с эластичным подъемным канатом через полиспаст или же через балансир.

1. Экскаваторы с полиспастным натяжным устройством

При полиспастном натяжном устройстве неподвижный блок полиспаста укрепляется к мачте (фиг. 153) или к машинной башне, а к обойме свободного блока прикрепляется несущий канат. При смазывании и наматывании полиспастного каната на барабан лебедки расстояние между неподвижным и подвижным блоками изменяется, вследствие чего несущий канат либо натягивается и поднимает ковш, либо ослабляется и опускает его на забой выработки.

На фиг. 159, а представлена схема двухбашенного экскаватора с полиспастным натяжением несущих канатов. Машинная башня 1 высотой 9 м смонтирована на рельсовом ходу при ширине колеи 6 м. Каретка ковша 2 перемещается по двум параллельным несущим канатам, расположенным на расстоянии 1800 мм друг от друга; концы их укреплены к свободным блокам двух восьмикратных полиспастов. При емкости ковша в 2 м³ и длине пролета в 250 м диаметр несущих канатов равен 38 мм, а диаметр подъемных (полиспастных) — 21 мм. В качестве привода применяется одномоторная двухскоростная лебедка 4, кинематическая схема которой изображена на фиг. 158, а.

Контрбашня 5 высотой 19,5 м смонтирована на рельсовом ходу при ширине колеи в 12,6 м и для устойчивости против опрокидывания снабжена контргрузом 6. Необходимый запас ездового каната 7, длина которого изменяется при спуске и подъеме ковша, предусмотрен на контрбашне в виде петли с подвешенным к ней грузом 8. Опораживание ковша производится в разгрузочную воронку контрбашни 9, под которую подаются откаточные сосуды. Для передвижки машинной башни и контрбашни каждая из них имеет по одному ходовому мотору, мощностью по 8 л. с. Скорость передвижки башен — 8 м/мин.

Производительность экскаватора около 40 м³/час; конструктивный вес машинной башни 48 т, а общий вес (с противовесом) — 114 т. Конструктивный вес контрбашни 41 т, общий (с противовесом) — 159 т.

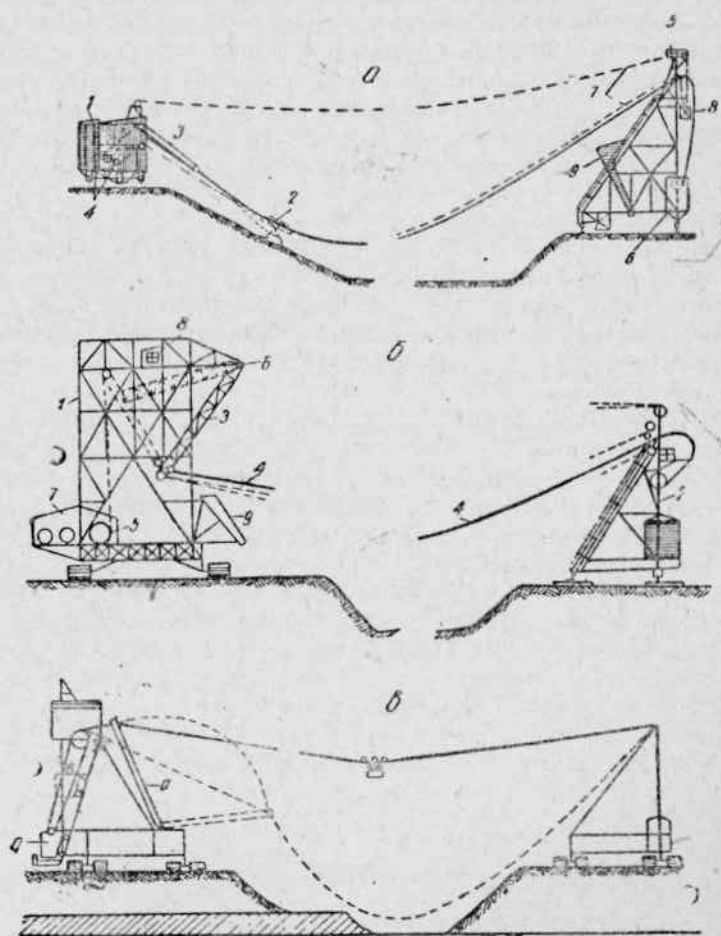
2. Экскаваторы с балансным натяжным устройством

В зависимости от числа несущих канатов балансные башенные экскаваторы делаются в форме прямоугольной или треугольной рамы, два угла которой укрепляются шарнирно к машинной башне, а к одному или к двум другим присоединяются концы несущих канатов. Кроме того балансы изготавливаются также в виде стержня или фермы.

Балансные башенные экскаваторы бывают двух типов: 1) с висячим балансом и 2) со стоячим балансом.

Экскаватор с висячим балансом схематически показан на фиг. 159, б. Машинная башня 1 металлической конструкции установлена на гусеничном ходу, а контрбашня 2 — на рельсовом.

К концу консольного вылета машинной башни подвешен шарнирно балансир 3, представляющий собой пространственную решетчатую ферму. К нижнему концу балансира укреплены два параллельно расположенных несущих каната 4, этот же конец балансира соединен с канатом подъемной лебедки 5. При наматывании подъем-



Фиг. 159. Схемы двухбашенных экскаваторов:

а — с полиспастным натяжением несущих канатов, б — с висячим баланси-
сиром, в — со стоячим баланси-
сиром.

ного каната на барабан лебедки нижний конец балансира поворачивается вокруг точки подвеса б и тем самым натягивает несущие канаты, а при сматывании — ослабляет. Все электромеханическое оборудование установлено в машинном помещении 7, а кабина машиниста 8 расположена в верхней части башни. Для разгрузки ковша в откаточные сосуды на машинной башне установлен лоток 9.

Основной недостаток экскаваторов с висячим баланспром заключается в том, что они требуют сравнительно высокой машинной башни, в особенности в тех случаях, когда требуется большая высота подъема.

Экскаватор со стоячим баланспром показан на фиг. 159, в. Он отличается от описанного выше тем, что ось вращения баланспра помещается не вверху, а внизу, у основания машинной башни, а лебедка для подъема установлена в верхней ее части. Баланспр *a* сконструирован в виде жесткого равнобедренного треугольника, равные стороны которого представляют собой металлические фермы, имеющие довольно значительный вес.

При натяжении несущих канатов подъемная лебедка должна развивать такое усилие, которое было бы достаточно не только для подъема нагруженного ковша, но и для подъема баланспра, для чего требуется некоторая дополнительная мощность двигателя; при спуске ковша к месту загрузки усилие от веса баланспра действует в обратную сторону, для чего требуется более интенсивное торможение подъемной лебедки. Для того чтобы избежать этого, дополнительные усилия, передаваемые на барабан подъемной лебедки от собственного веса баланспра, уравниваются подвижным противовесом Q (фиг. 159, в), скользящим по направляющей раме машинной башни.

При большой длине пролета и большой глубине разработки наблюдение за процессом наполнения ковша становится весьма затруднительным, поэтому почти все мощные башенные экскаваторы снабжаются двойными индикаторными устройствами; одно из них указывает положение каретки на несущем канате, а второе абсолютную и относительную высоту подъема над выработкой. При наличии точных индикаторных устройств имеется возможность производить работы ночью. Если такого индикатора нет, то в забое ставится человек, который подает сигналы машинисту.

§ 4. Условия применения башенных экскаваторов и их производительность

1. Условия применения

Башенные экскаваторы применяются на вскрышных и добычных работах в тех случаях, когда для отбойки пород и полезного ископаемого не требуется применения взрывчатых веществ. Экскаваторы небольшой мощности, с ковшом емкостью до 2 м³, наиболее успешно применяются в породах и полезных ископаемых, которые по шкале крепости проф. М. М. Протодяконова отнесены к VII, VIII и IX категориям, т. е. в легких песчанистых глинах, лессе, гравии, растительной земле, в песках и т. п. Мощные экскаваторы, с ковшом емкостью от 3 до 12 м³, применяются и при более плотных полезных ископаемых, требующих частично разрыхления с помощью взрывчатых веществ.

Башенными экскаваторами могут разрабатываться горизонтальные и пологопадающие месторождения при глубине залегания до 60 м.

В Западной Европе башенные экскаваторы работают при длине пролета между башнями от 250 до 420 м, а в США -- от 90 до 600 м, т. е. когда размеры месторождения по простиранию и вкrest простирания довольно значительны.

Таким образом для успешного применения башенных экскаваторов необходимы три основных условия:

1) небольшая крепость покрывающих пород и полезного ископаемого.

2) пологое падение.

3) большие размеры рудного тела по простиранию и вкrest простирания.

При наличии этих условий применение башенных экскаваторов имеет следующие достоинства:

1. Имеется возможность производить вскрышу пустых пород и добычу полезного ископаемого одним и тем же экскаватором с одного места расположения башен, что весьма важно при средних масштабах работ, когда невыгодно иметь два или несколько экскаваторов, отдельно для добычи и вскрыши.

2. В процессе добычи легко осуществляется выемка пропластков пустых пород.

3. Отсутствует внутрикарьерный транспорт полезного ископаемого и пустых пород, что помимо снижения себестоимости добычи освобождает предприятие от затрат по устройству и содержанию вытяжных путей или подъемников.

4. Не требуется двойного резерва машин для добычи и вскрыши. При аварии с добычным экскаватором, любой из работающих на вскрыше может быть поставлен на добычу.

5. Башни устанавливаются на расстоянии до 20 м от бортов карьера и поэтому они хорошо защищены от возможных оползней откосов.

6. Пустые породы от вскрышных работ размещаются в выработанном пространстве без транспорта подвижными двигателями.

К недостаткам башенных экскаваторов относятся:

1) жесткость условий применения; 2) сезонность работ, причем продолжительность сезона определяется местными климатическими условиями; 3) большие пиксы в расходе электроэнергии, отражающиеся неблагоприятно на работе электростанции.

2. Производительность

Часовая теоретическая производительность башенного экскаватора может быть определена по следующей формуле:

$$Q_r = \frac{3600 EK_n}{\left(\frac{l_0}{V_0} + \frac{2l}{V} + t\right) K_p},$$

где E — емкость ковша, м³;

K_n — коэффициент наполнения ковша (в среднем $K_n = 0,8$);

l_0 — длина пути, на котором происходит заполнение ковша в момент черпания, м;

V_0 — скорость движения ковша при черпании, м/сек;

l — расстояние от места черпания до места разгрузки, м;

V — ездовая скорость перемещения ковша по несущему канату, м/сек;

t — продолжительность разгрузки ковша, сек;

K_p — коэффициент разрыхления ископаемого.

При вскрышных работах башенные экскаваторы в большинстве случаев работают с перевалкой породы в выработанное пространство, вследствие чего производительность их в этом случае не зависит от организации транспорта; поэтому коэффициент использования их по времени достигает 95—97%. Однако высокий коэффициент использования башенных экскаваторов может быть достигнут и в тех случаях, когда погрузка полезного ископаемого производится в откаточные сосуды, так как в перерывы между сменой поездов башенный экскаватор может производить вскрышу или зачетку кровли пласта полезного ископаемого с передачей породы в выработанное пространство.

Эффективная смешная производительность башенного экскаватора определяется по формуле:

$$Q_{см} = \frac{3600 \cdot EK_p T \eta}{\left(\frac{l_0}{V_0} + \frac{2l}{V} + t \right) K_p},$$

где T — продолжительность смены в часах;

η — коэффициент использования экскаватора по времени; в зависимости от организации работ $\eta = 0,85 \div 0,97$.

Для обслуживания башенного экскаватора, в зависимости от его мощности, заданивается в смену от 2 до 4 человек: машинист, помощник машиниста, сигналист и вспомогательный рабочий.

Расход электроэнергии составляет от 0,5 до 0,75 *квт-ч* на 1 m^3 в массиве. Срок службы несущего каната определяется объемом добычи в 500 000—550 000 m^3 , тягового — 250 000 m^3 , ездового — 350 000 m^3 и разгрузочного — 350 000 m^3 . Производительность 1-го рабочего в смену 100—140 m^3 . Расход угля при паровых установках составляет от 1,2 до 4 *кг* на 1 m^3 .

§ 5. Организация вскрышных и добычных работ при эксплуатации башенных экскаваторов

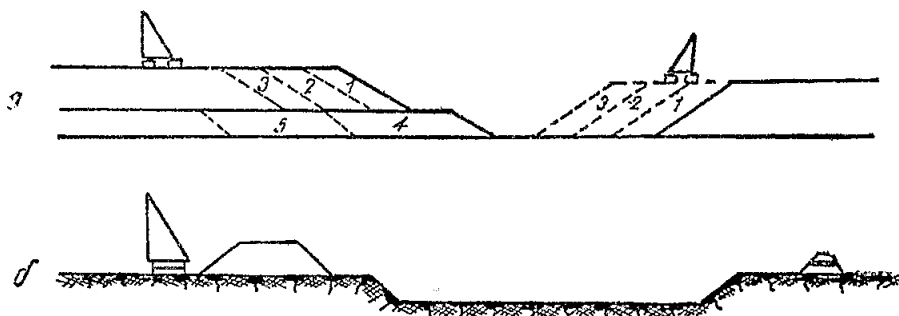
Основными факторами, влияющими на выбор типа и мощности башенных экскаваторов, являются: крепость полезного ископаемого и пустых пород, конфигурация рудного тела, его размеры по простиранию и вкrest простирания, мощность покрывающих пород, рельеф местности и потребная производительность рудника.

Особенность организации вскрышных и добычных работ при эксплуатации башенных экскаваторов заключается в том, что они позволяют совмещать в одном механизме обе эти производственные операции, а при работе двух или нескольких экскаваторов — периодически изменять их функции.

При вскрышных работах как одnobашенными, так и двубашенными экскаваторами, пустая порода размещается либо в выработанное пространство (фиг. 160, а), либо на борту карьера у одной из

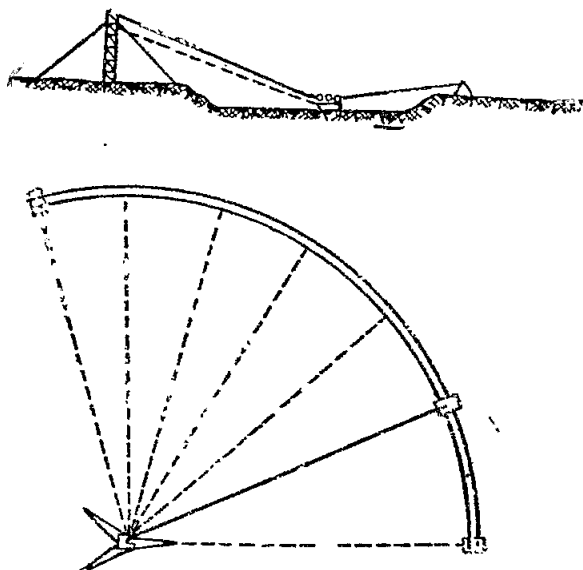
башен (фиг. 160, б), или же грузятся в откаточные сосуды и отвозятся в отвалы.

При разработке месторождения или его участка при помощи однобашенных экскаваторов выемка пустых пород и полезного ископае-



Фиг. 160. Схема размещения пород при вскрышных работах.

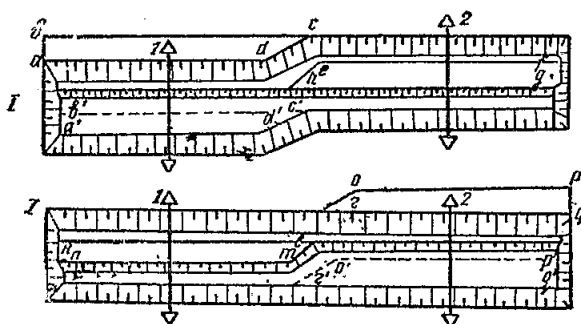
мого производится радиальными заходками. При неподвижной башне вторая опора делается подвижной и в процессе работы периодически перемещается по дуге круга (фиг. 161).



Фиг. 161. Схема работы однобашенного экскаватора.

При разработке месторождений двухбашенными экскаваторами обе башни делаются подвижными; последние перемещаются параллельно друг другу. На фиг. 162 представлена примерная схема работы двух двухбашенных экскаваторов. При положении I экскава-

тор 1 производит вскрышу участка $a b c d$ с перевалкой породы в выработанное пространство на участок $a' b' c' d'$. Экскаватор 2 в это время производит выемку участка полезного ископаемого $e f g h$ с погрузкой в откаточные сосуды. Когда экскаватор 1 закончит вскрышу, а экскаватор 2 выемку полезного ископаемого — борта карьера выравниваются и будут иметь вид, показанный на фиг. 162, II. При этом положении экскаватор 1 будет производить выемку полез-



Фиг. 162. Схема работы двухбашенных экскаваторов.

ного ископаемого на участке $k l m n$, а экскаватор 2 — вскрышу участка $o p q' r$ с перевалкой породы в выработанное пространство на участок $o' p' q' r'$, в результате чего карьер снова примет форму, изображенную на фиг. 162, I. Таким образом экскаваторы 1 и 2 по своим функциям будут чередоваться, производя попеременно то вскрышу, то добычу.

Вскрыша производится заходками 1, 2, 3 шириной по 15—20 м каждая, как показано на фиг. 160, а выемка полезного ископаемого — заходками 4, 5, шириной по 45—60 м.

ГЛАВА VII

СКРЕПЕРНЫЕ УСТАНОВКИ ДЛЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ (канатные скреперы)

§ 1. Основные элементы скреперной установки

Скреперные установки для открытых горных работ по принципу работы ничем не отличаются от подобных установок, имеющих широкое применение при подземных разработках. Отличительная особенность их заключается в том, что на открытых работах они, не будучи стеснены рабочим пространством, могут иметь большую мощность и практически неограниченные размеры, а в качестве привода могут быть использованы не только электрические, но и паровые двигатели и двигатели внутреннего сгорания.

Другая особенность их состоит в том, что на открытых горных работах возникает необходимость в специальных устройствах для укрепления хвостового и направляющих блоков в виде опорных столбиков, мачт или башен.

Таким образом основными элементами скреперной установки для открытых работ являются: 1) скрепер, 2) головной и хвостовой канаты, 3) двухбарабанная скреперная лебедка, 4) хвостовой и направляющие блоки, 5) столбики, мачты или башни для хвостового и направляющих блоков и 6) погрузочное устройство, если погрузка производится в откаточные сосуды.

Сущность работы скреперной установки на открытых разработках (см. Введение, фиг. 1) заключается в том, что скрепер при натяжении головного каната срезает тонкий слой породы и, загружаясь, перемещает ее к месту разгрузки, выполняя одновременно операции отбойки и доставки. В забой порожний скрепер возвращается под действием натяжения хвостового каната.

В плотных породах, требующих предварительного разрыхления, скреперные установки производят только операции доставки и погрузки.

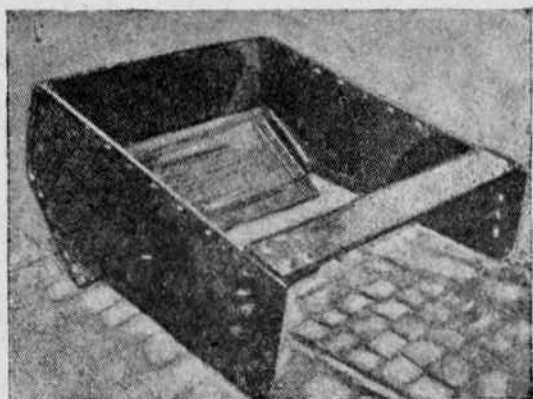
В отличие от скреперов, работающих на прицепе с гусеничными тракторами (см. главу XIV), эти скреперы называются канатными.

1. Скреперы

На открытых горных работах наибольшее распространение имеют скреперы трех типов: 1) ящичные, 2) скребково-грабельные и 3) подковообразные.

Ящичный скрепер с жестко укрепленной задней стенкой (фиг. 163) состоит из двух вертикальных боковых стенок, к которым приклепана при помощи уголкового железа задняя стенка. Передние концы боковых стенок для жесткости соединены тягой, сделанной из толстого листового железа или швеллера. Задняя стенка, для обеспечения лучшей загрузки скрепера, загнута под углом $15-30^\circ$ к горизонту и выдается несколько ниже боковых.

Скрепер такого вида применяется для доставки каменного угля и сыпучих или мелкокусковых руд, и в этих случаях угол наклона



Фиг. 163. Скрепер ящичного типа.

задней стенки принимается в $15-20^\circ$. При работе в крупнокусковых рудах и породах наклонная часть задней стенки делается под углом в 30° к горизонту и снабжается зубьями, привинчиваемыми на болтах.

Недостаток скреперов подобного типа заключается в том, что они плохо удерживают материал во время движения, а при опрокидывании на 180° совсем не загружаются. Во избежание этого иногда пользуются ящичным скрепером (фиг. 164), задняя стенка которого состоит из двух частей, укрепленных к боковым стенкам симметрично, с одинаковыми углами наклона к горизонту. Недостаток этого скрепера в том, что соединительная тяга, укрепленная на половине высоты боковых стенок, мешает полному использованию его емкости.

При доставке и погрузке крепких крупнокусковых руд и пород применяются скреперы скребково-грабельного типа (фиг. 164а), так как ящичные скреперы в этих условиях или совсем не заполняются или заполняются неудовлетворительно, чему мешают их боковые стенки.

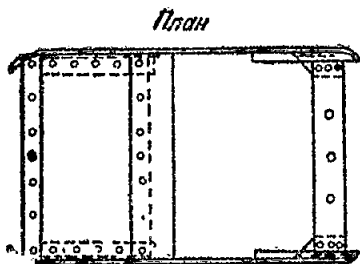
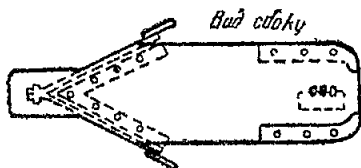
Скреперы скребково-грабельного типа изготовляются только с одной задней стенкой, выгнутой по дуге круга.

К одному краю стенки прибалчиваются зубья, а к другому, противоположному, — лезвие; поэтому такой скрепер является также двусторонним. Выгнутая стенка укрепляется на двух боковинах из массивного полосового, квадратного или швеллерного железа.

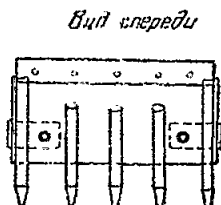
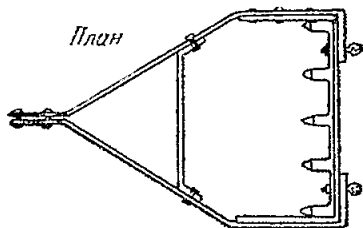
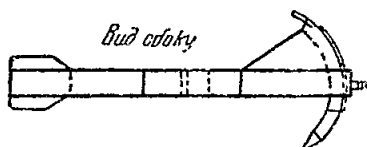
Скреперы ящичного и скребково-грабельного типа употребляются для доставки и погрузки разрыхленных материалов.

Для производства вскрышных и очистных работ без предварительного разрыхления наибольшее распространение имеют скреперы подковообразной формы клепаной или сварной конструкции (фиг. 163), которые с режущей стороны снабжаются лезвием или массивными зубьями. Емкость их бывает от 0,19 до 12,0 м³.

Собственный вес ящичных скреперов составляет от 400 до 500 кг на каждый куб. метр их геометрической емкости. Вес подковообразных скреперов, изготовляющихся специально для открытых работ, приведен в табл. 31.



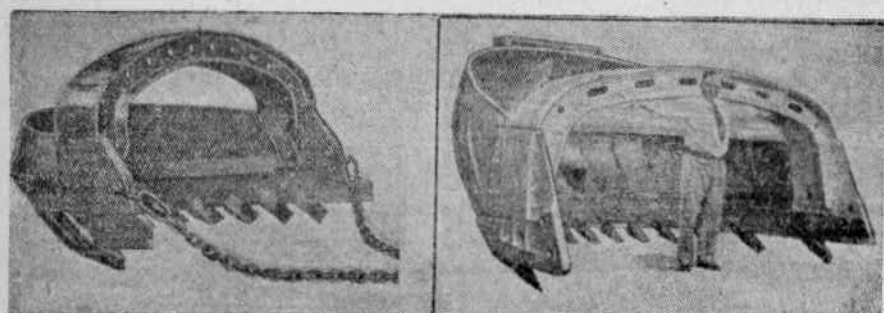
Фиг. 164. Двухсторонний скрепер ящичного типа.



Фиг. 164а. Скрепер скребково-грабельного типа.

Степень наполнения скреперов при рабочем ходе зависит от характера пород, а также от собственного веса скрепера, угла наклона задней стенки или угла внедрения, от поперечной устойчивости скрепера и от высоты укрепления головного каната.

При эксплуатации скреперных установок глубина внедрения скрепера в породу регулируется путем изменения высоты укрепления головного каната, для чего в боковых стенках скреперов пред-



Фиг. 165. Подковообразные скреперы: слева емкостью 1,91 м³, справа—11,4 м³.

усматривается по нескольку отверстий для соединительных цепей, расположенных на различной высоте.

Таблица 31

Вес подковообразных скреперов Зауэрман

Емкость скрепера, м³	Вес, кг		Емкость скрепера, м³	Вес, кг	
	без зубьев	с зубьями		без зубьев	с зубьями
0,19	79	97	1,14	558	628
0,25	120	141	1,53	846	941
0,38	147	175	1,91	862	975
0,57	243	290	2,29	1157	1270
0,76	306	352	3,06	1429	1542

2. Скреперные лебедки

При работах скреперами небольшой емкости, не превышающей 0,5—0,6 м³, на открытых разработках пользуются обычными скреперными лебедками подземного типа мощностью 15—20 л. с. с планетарными передачами и ленточными тормозами, к числу которых относятся, например, лебедки модели ЛР производства Кыштымского завода, а также лебедки Сулливан, Холман и др.

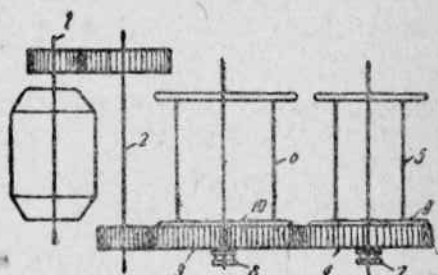
Скреперные лебедки мощностью 75—500 л. с., предназначенные специально для открытых горных работ, в большинстве случаев снабжаются наружными ленточными фрикционами, посредством которых и осуществляется переключение рабочего и холостого барабанов.

В лебедках мощностью 75—200 л. с. управление ленточными фрикционами производится вручную, посредством осевых муфт, а в

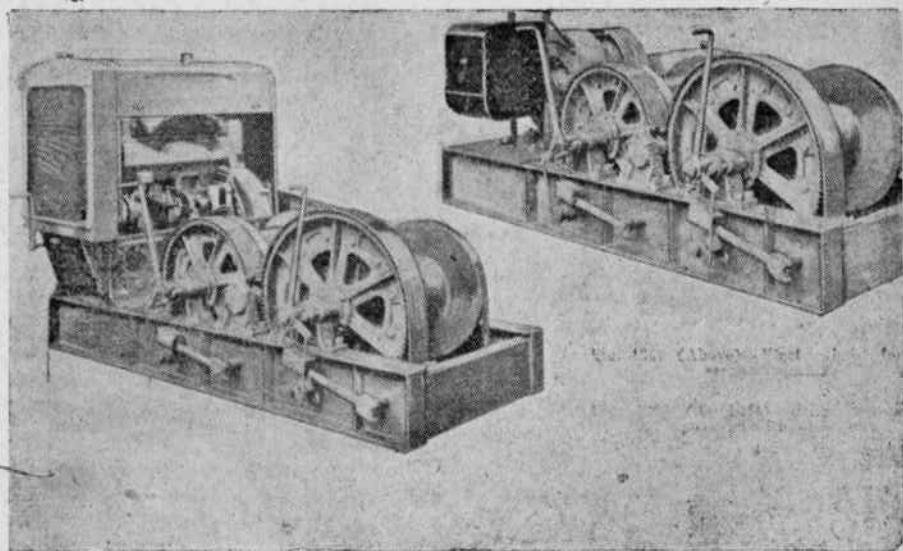
лебедках мощностью свыше 200—250 л. с. для этой цели пользуются вспомогательными моторами.

На открытых работах наибольшее распространение имеют лебедки мощностью 75—200 л. с. для скреперов емкостью в 1,0—3,0 м³. Кинематическая схема подобной лебедки советского производства приведена на фиг. 166.

Вращение от вала мотора 1 передается промежуточному валу 2 и от него двум большим шестерням равного диаметра 3 и 4, сцепляющимся между собой. Большие шестерни посажены на валах наглухо, а барабаны — свободно. Диаметры рабочего 5 и холостого 6 барабанов неодинаковы, вследствие чего и скорости движения груженого и порожнего скрепера — различны. Переключение барабанов производится вручную, при помощи осевых муфт 7 и 8, соединенных си-



Фиг. 166. Кинематическая схема скреперной лебедки Шахтстроя.



Фиг. 167. Общий вид скреперных лебедок Зауэрман с газлиновым и электрическим двигателями.

стемой рычагов с фрикционными лентами, охватывающими гладкие фрикционные шкивы 9 и 10, отлитые заодно с барабанами.

На рудниках Союза применяются также американские скреперные лебедки фирмы Зауэрман (фиг. 167), которые строятся с дизельными, газлиновыми или электрическими двигателями. Рабочий и

холостой барабаны у них так же, как и в большинстве лебедок для открытых работ, расположены параллельно друг другу. Промежуточный вал лебедки приводится в движение от вала двигателя посредством ременной, цепной или цилиндрической зубчатой передачи.

Эксплуатационно-технические характеристики советских скреперных лебедок мощностью в 75, 100 и 150 л. с. приведены в табл. 32.

Таблица 32

Эксплуатационно-технические характеристики скреперных лебедок НИИТА

Наименование	Мощность лебедки, л. с.		
	75	100	150
Скорость рабочего каната, м/сек	1,25	1,25	1,25
То же, при смене шестерни на валу мотора, м/сек	1,50	1,50	1,50
Скорость хвостового каната, м/сек	2,75	2,75	2,75
То же, при смене шестерни на валу мотора, м/сек	3,30	3,30	3,30
Максимальная длина скреперования, м	150	150	150
Длина каната, наматываемого на барабан, м	360	360	360
Диаметр рабочего каната, мм	20	25	32
Диаметр хвостового каната, мм	16	20	25
Максимальное усилие на рабочем канате при нормальной работе, кг	4200	5600	8350
Максимальное усилие на хвостовом канате, кг	1850	2600	3720
Нормальное усилие на хвостовом канате, кг	350—700	500—800	600—800
Вес лебедки, кг	6100	8500	11 000

Фирма Зауэрман для скреперов различной емкости выпускает следующие стандартные типы лебедок:

Емкость скрепера, м ³	0,25	0,38	0,57	0,76	1,14	1,52	1,91	2,29	3,06
Мощность мотора, л. с.	15	25	40	50	75	100	125	150	200

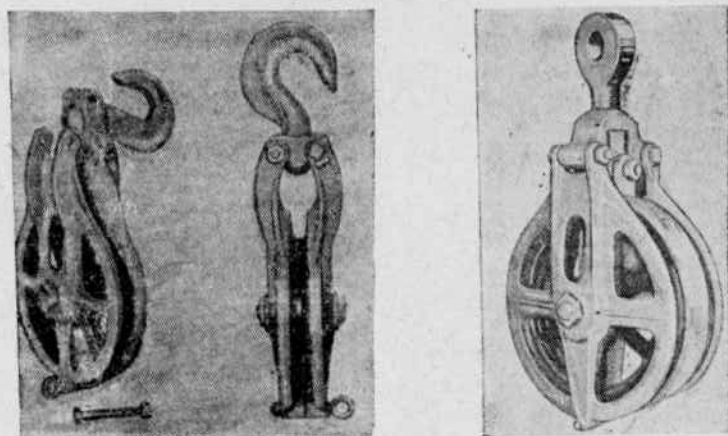
3. Блоки и канаты

При скреперных установках большой мощности на хвостовой и направляющие блоки передаются очень большие усилия, вследствие чего они должны обладать особо высокой прочностью. Кроме того, хорошие скреперные блоки должны удовлетворять следующим требованиям: 1) иметь небольшой вес; 2) гарантировать канат от заклинивания; 3) иметь достаточный диаметр шкива, при котором обеспечивается наиболее продолжительный срок службы каната и 4) сопротивление вращению шкива на его оси должно быть минимальным.

Наиболее полно этим требованиям удовлетворяют блоки типа «Дюралит» (фиг. 168). Простой блок такой конструкции (фиг. 168, слева) состоит из одноручейного шкива, заключенного в литую стальную обойму, состоящую из двух отдельных нащечин. С внутренней стороны нащечины полностью перекрывают реборды шкива с зазором в 1—2 мм, оставляя открытым только его ручей, благодаря чему возможность

защипления каната исключается. Нащечины соединяются между собой вертлюжной скобой с крюком и соединительными болтами. Эти блоки используются в качестве хвостовых и направляющих.

Сдвоенные блоки «Дюролит» (фиг. 168, справа) служат в качестве направляющих. Они отличаются от простых только тем, что имеют среднюю нащечину, перекрывающую смежные реборды двух шкивов, посаженных на одной оси. Хвостовые и направляющие блоки делаются диаметром от 150 до 900 мм.



Фиг. 168. Простой (слева) и сдвоенный (справа) блоки [«Дюролит»].

Головной и хвостовой канаты скреперной установки должны обладать большой эластичностью, высокой устойчивостью против истирания и большим сопротивлением разрыву. Этим требованиям удовлетворяют канаты, изготовленные из высококачественной стальной проволоки диаметром не более 0,6—0,9 мм. Характеристика наиболее употребительных канатов для скреперных установок приведена в табл. 33.

Таблица 33

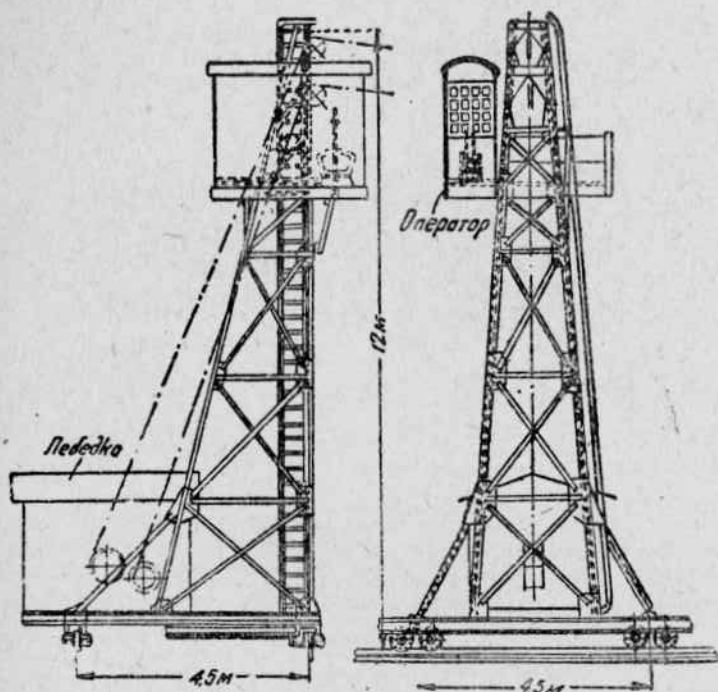
Характеристики канатов для скреперных установок

Диаметр каната, мм	Число прядей [в канате]	Число проволок в пряди	Диаметр проволоки, мм	Вес 1 пог. м каната, кг
10,5	6	19	0,7	0,40
12,0	6	19	0,8	0,52
12,5	6	37	0,6	0,58
14,0	6	19	0,9	0,66
15,0	6	37	0,7	0,78
17,0	6	37	0,8	1,02

4. Мачты и башни для блоков

Головные и хвостовые блоки скреперных установок на открытых разработках укрепляются, в зависимости от условий работы, на специальных мачтах, на столбах или на башнях.

В зависимости от мощности установок мачты делаются деревянными или металлическими. По назначению мачты и башни подразделяются на головные и хвостовые, в зависимости от того, какие блоки они поддерживают.

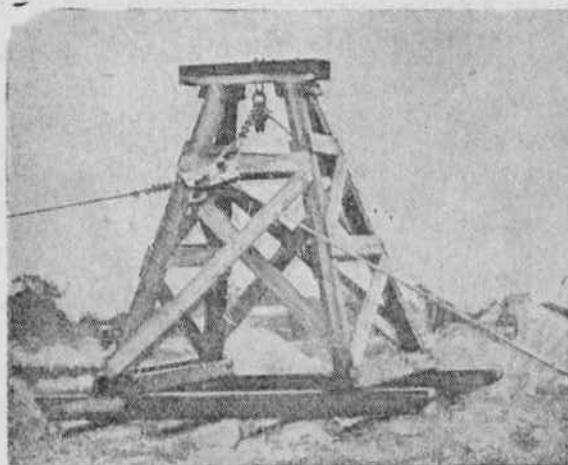


Фиг. 169. Металлическая скреперная передвижная головная башня.

При большой глубине выемки и большом расстоянии скреперования головные блоки поддерживаются на неподвижных или передвижных башнях (фиг. 169). Скреперная лебедка обычно устанавливается в нижней части башни, а рычаги управления выводятся вверх, где помещена кабина машиниста. Такое расположение кабины облегчает управление и позволяет машинисту следить за работой скрепера. Передвижные башни обычно устанавливаются на рельсовые пути и перемещаются по мере надобности при помощи ручных лебедок.

Для укрепления хвостовых блоков существует довольно много различных приспособлений, к главным из которых относятся: металлические или деревянные столбы, врытые в землю на определенном расстоянии друг от друга, и передвижные или переносные башни металлической или деревянной конструкции.

Устройство деревянной хвостовой башни показано на фиг. 170. На месте установки хвостового блока она укрепляется с помощью канатных растяжек к двум столбикам, врытым в землю. Передвижка башни производится по деревянным каткам или с помощью трактора.

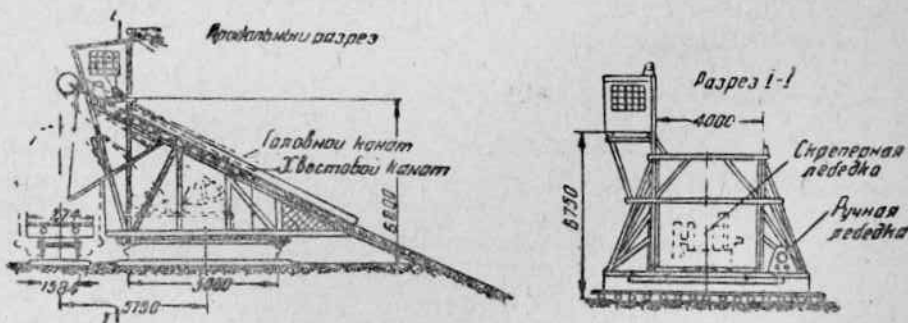


Фиг. 170. Переносная деревянная хвостовая башня.

Металлические хвостовые башни иногда устанавливаются на специальных платформах и перемещаются по рельсовому пути.

5. Погрузочные платформы

При работе скреперных установок с погрузкой полезного ископаемого и породы в вагоны или в автомашины применяются ста-



Фиг. 171. Деревянная передвижная погрузочная платформа.

ционарные и передвижные погрузочные платформы деревянной и металлической конструкции.

[Деревянная передвижная платформа, показанная на фиг. 171, установлена на двухосном рельсовом ходу. На нижней площадке,

под наклонным погрузочным полком, в специальной будке, устанавливается скреперная лебедка, а рядом с этой будкой — ручная лебедка, служащая для передвижения погрузочной платформы по рельсовому пути с помощью каната и анкерных столбов, устанавливаемых вдоль пути. В верхней части погрузочной платформы помещена будка управления, а ниже ее укреплены два направляющих блока — один для головного и другой для хвостового канатов.

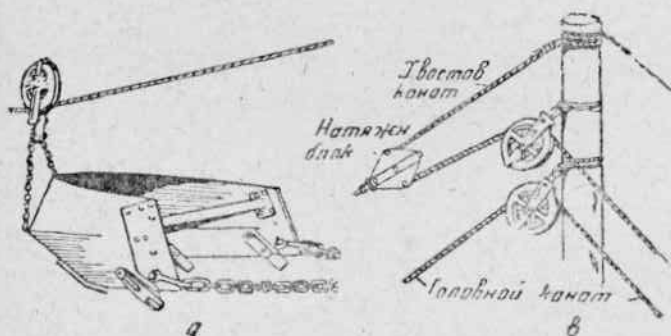
В верхней части наклонного полка имеется прямоугольное отверстие, длинная сторона которого немного больше ширины скрепера. Сверху это отверстие перекрывается решеткой из полосового железа, а снизу, под ним, укрепляется погрузочный лоток.

Особенность этой конструкции состоит в том, что она объединяет в себе функции головной башни и погрузочной платформы и удобна для передвижек. Основные размеры ее: ширина колеи 6000 мм, ширина нижней площадки 5500 мм, длина 9250 мм, наибольшая высота 9450 мм. Скреперные платформы подобного типа, но уменьшенных размеров, применяются при погрузке руды из-под эстакад в железнодорожные вагоны.

Металлические погрузочные платформы принципиально ничем не отличаются от платформ деревянной конструкции. Главное преимущество их в том, что они значительно прочнее деревянных и более удобны в эксплуатации.

§ 2. Скреперные установки с ослабленным канатом

В последнее время на американских предприятиях имеют весьма значительное распространение так называемые скреперные уста-



Фиг. 172. Подковообразный скрепер с ездовым блоком (а) и заправка головного и хвостового канатов на головной мачте (б).

новки с ослабленным канатом (Slackline scraper installation).

В конструктивном отношении эти установки отличаются только тем, что на обычном подковообразном скрепере вместо хвостового каната укрепляется с помощью короткой цепи ездовой блок (фиг. 172, а), а все остальные части скреперной установки, в том числе и лебедка, остаются без изменения.

Принцип работы установки с ослабленным канатом (фиг. 173) заключается в следующем.

Головной канат, идущий с грузового барабана скреперной лебедки, огibtает направляющий блок на головной мачте и затем укрепляется к скреперу спереди обычным способом с помощью двух соединительных цепей.

Хвостовой канат с барабана лебедки проходит на направляющий блок головной мачты, а затем, обогнув натяжной блок несущего каната, укрепляется наглухо к вершине мачты. Запасовка головного и хвостового канатов на блоках головной мачты показана отдельно на фиг. 172, в.

Несущий канат, по которому порожний скрепер перемещается от места разгрузки к забою под влиянием собственной силы тяжести, одним концом укрепляется к упомянутому выше натяжному блоку на головной мачте, а вторым — к хвостовой опоре или к анкерному столбу.

Загрузка и перемещение груженого скрепера по почве выработки до места разгрузки происходят под действием натяжения головного каната при ослабленном хвостовом канате. При перемещении скрепера в забой, — наоборот, головной канат ослабляется, а хвостовой — слегка натягивается. Благодаря разности высот между головной мачтой и хвостовой опорой порожний скрепер скатывается на своем блоке к месту загрузки, после чего цикл повторяется.

Важнейшее достоинство скреперных установок с ослабленным канатом состоит в том, что скорость перемещения порожнего скрепера к забою увеличивается в 2—3 раза по сравнению со скоростью движения его по почве выработки в установках обычного типа. Благодаря этому продолжительность оборота скрепера значительно сокращается, а производительность увеличивается.

Наконец, нужно отметить, что подобную установку можно легко переоборудовать в башенный экскаватор с небольшой длиной пролета между башнями. Для этого достаточно заменить подковообраз-



Фиг. 173. Общий вид скреперной установки с ослабленным канатом.

ный скрепер ковшем драглайна или башенного экскаватора и подвесить его на несущем канате с помощью двухколесной или трехколесной каретки. Длина пролета в данном случае будет ограничиваться размерами рабочего барабана скреперной лебедки.

§ 3. Условия применения, производительность и мощность скреперных установок

1. Условия применения

Скреперные установки находят применение на вскрышных и очистных работах при тех же условиях, что и башенные экскаваторы, но при меньших масштабах работ. Другими словами, для успешного применения их необходимо наличие двух основных условий, а именно: небольшая крепость покрывающих пород и полезного ископаемого, которые могут извлекаться без буровзрывных работ, и пологое падение.

Что касается размеров залежи по простиранию и вкrest простирания, то они особо существенного значения не имеют, так как скреперные установки могут применяться при разработке как обширных залежей, так и залежей, занимающих ограниченные площади. Более важным фактором в этом отношении является мощность покрывающих пород, так как наиболее успешная работа скреперных установок достигается в тех случаях, когда эта мощность составляет в среднем 3—5 м и, в более редких случаях, доходит до 8—10 м.

Скреперные установки нормального типа применяются при расстояниях доставки, изменяющихся в пределах 30—75 м. Установки с ослабленным канатом применяются в тех случаях, когда порода должна размещаться в высокие отвалы, а расстояние доставки достигает 100—120 м.

2. Производительность

Производительность скреперной установки зависит от: 1) емкости скрепера, 2) скорости движения груженого и порожнего скрепера, 3) расстояния от места загрузки до места разгрузки скрепера, или расстояния доставки и 4) продолжительности пауз при загрузке и разгрузке скрепера.

Обозначим через:

E — полезную емкость скрепера, м;

V_1 — скорость движения груженого скрепера, м/сек;

V_2 — скорость движения порожнего скрепера, м/сек;

l_0 — среднее расстояние доставки, м;

t_1 — продолжительность паузы при загрузке, сек;

t_2 — продолжительность паузы при разгрузке, сек.

Время, затрачиваемое на один оборот скрепера, выразится следующим равенством:

$$t = \frac{l_0}{V_1} + \frac{l_0}{V_2} + t_1 + t_2 = l_0 \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + t_1 + t_2.$$

Число циклов скрепера за 1 час чистой работы:

$$n = \frac{3600}{t} = \frac{3600}{l_0 \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + t_1 + t_2}.$$

Теоретическая часовая производительность скреперной установки:

$$Q_{\text{час}} = En = \frac{3600 E}{l_0 \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + t_1 + t_2}.$$

Если через T обозначим продолжительность смены в часах, то теоретическая сменная производительность будет:

$$Q_{\text{см}} = EnT = \frac{3600 ET}{l_0 \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + t_1 + t_2}.$$

При определении эффективной производительности необходимо учитывать затраты времени на различные вспомогательные операции, как-то: переноска и укрепление хвостового и направляющих блоков, маневры, если погрузка производится в откаточные сосуды, и прочие задержки, связанные с условиями работы.

Таким образом, если обозначим через η коэффициент использования скреперной установки по времени, то сменная эффективная производительность ее будет:

$$Q_{\text{эф}} = EnT\eta = \frac{3600 ET\eta}{l_0 \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + t_1 + t_2}.$$

Паузы при загрузке и разгрузке скрепера в большинстве случаев одинаковы, т. е. $t_1 = t_2 = t_0$; поэтому:

$$Q_{\text{эф}} = \frac{3600 ET\eta}{l_0 \left(\frac{1}{V_1} + \frac{1}{V_2} \right) + 2t_0}.$$

3. Мощность лебедки

При выборе скреперной установки мощность ее двигателя определяется по формуле:

$$N = A \frac{WV_1}{75 \eta_{\text{леб}}},$$

где N — мощность двигателя, л. с.;

W — сила тяги, развиваемая лебедкой в момент окончания загрузки скрепера, кг;

V_1 — скорость движения груженого скрепера, м/сек;

$\eta_{\text{леб}}$ — коэффициент полезного действия лебедки; в зависимости от конструкции $\eta_{\text{леб}}$ принимается от 0,7 до 0,85;

A — коэффициент неучтенных сопротивлений: трение в блоках, преодоление сил инерции и т. п.; по опытным данным $A = 1,20 \div 1,30$.

Сила тяги лебедки W определяется как сумма сопротивлений

$$W = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5,$$

W_1 — сопротивление резанию грунта при заполнении скрепера — равно:

$$W_1 = b h k$$

(где b — ширина режущей части скрепера, м;
 h — глубина резания, м; обычно она берется в пределах 0,15—0,20 м;
 k — удельное сопротивление резанию грунта, кг/м²; по опытным данным k изменяется в пределах от 1000 кг/м² — для легких грунтов, до 2800 кг/м² — для тяжелых глинистых грунтов);

W_2 — сопротивление от трения породы, находящейся в скрепере, о почву выработки; оно равно

$$W_2 = Q f_1$$

(где Q — вес породы в загруженной части скрепера, кг;
 f_1 — коэффициент трения породы о породу; по опытным данным f_1 изменяется в пределах 0,3—0,6);

W_3 — сопротивление от трения скрепера о почву выработки.

$$W_3 = q f_2$$

(где q — мертвый вес скрепера, кг;
 f_2 — коэффициент трения железа о породу, в среднем принимается $f_2 = 0,5$);

W_4 — сопротивление от трения головного и хвостового канатов о почву выработки:

$$W_4 = q_2 f_3$$

(где q_2 — вес канатов, подверженных трению о грунт, кг;
 f_3 — коэффициент трения канатов о почву; f_3 принимается в пределах 0,15—0,25);

W_5 — сопротивление от трения разрыхленной породы о боковые и заднюю стенку скрепера в момент загрузки.

При расчетах W_5 принимается равным 10% от суммы первых четырех сопротивлений при работе в глинистых грунтах и увеличивается до 15% при работе в песчаных и других абразивных породах, т. е.

$$W_5 = 1,10 \div 1,15 (W_1 + W_2 + W_3 + W_4).$$

§ 4. Замечания, относящиеся к эксплуатации скреперных установок

Скреперные установки как вскрышные и добычные механизмы могут обеспечить наиболее низкую стоимость работ, отнесенную к 1 м³ горной массы, если они выбраны в полном соответствии с условиями работ, а эксплуатация их организована правильно. Они просты по устройству и не требуют больших капиталовложений на их приобретение. Обслуживание их также отличается простотой и требует небольшого штата рабочих.

Недостатки их — жесткость условий применения и сезонность работ.

При наличии благоприятных горно-технических условий для применения скреперных установок важнейшими факторами правильной эксплуатации их являются:

1) Своевременная подготовка участков скреперных работ к началу летнего сезона: раскорчевка пней, удаление крупных валунов, проведение дренажных канав, расчистка площадок для установки оборудования, подготовка отвальных пунктов, подъездных путей, силовых и осветительных линий, и т. п.

2) Заблаговременный монтаж установки на месте работ и тщательная проверка надежности укрепления головных и хвостовых блоков. Проверка обеспеченности установки запасными частями и инструментами.

3) Внимательный и заблаговременный инструктаж обслуживающего персонала, касающийся как общего плана работ, так и ухода за скреперной установкой.

4) Работа каждой скреперной установки в течение всего сезона должна вестись по заранее разработанному графику, предусматривающему время перестановок головной и хвостовой мачт, погрузочной платформы и обеспечение установки подвижным составом, если он необходим по условиям работ.

5) В начале работ необходимо тщательно отрегулировать глубину внедрения скрепера в породу в моменты загрузки путем изменения высоты укрепления головного каната к боковым стенкам скрепера.

6) При наличии участков с плотными породами необходимо заранее принять меры для предварительного разрыхления их с помощью рутера или каким-либо другим способом.

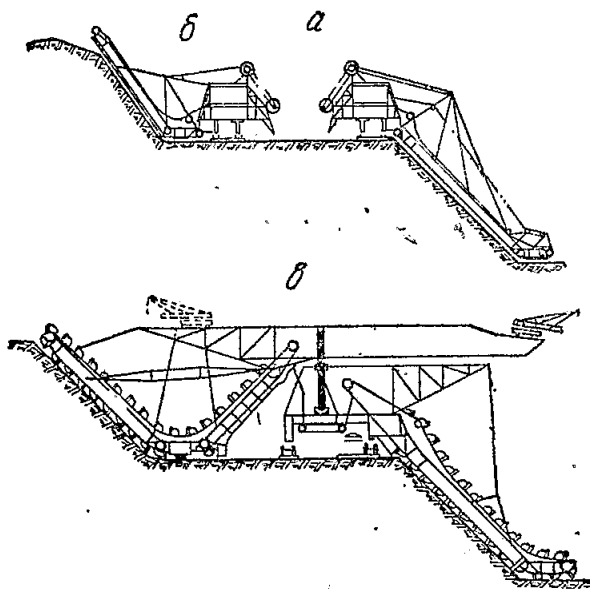
7) Возможно полнее использовать сезон работ путем организации круглосуточной работы, строгого соблюдения графиков работы, планово-предупредительных осмотров и ремонтов установки.

ГЛАВА VIII

МНОГОКОВШЕВЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

§ I. Классификация многоковшовых экскаваторов

Рабочим или исполнительным органом всякого многоковшового экскаватора является черпачная рама с бесконечной цепью, на которой через определенное число звеньев укреплены ковши, называемые также черпаками.



Фиг. 174. Схема основных типов неповоротных экскаваторов.

Черпачная рама укрепляется шарнирно к неповоротному или поворотному корпусу экскаватора, внутри которого установлены трансмиссия, силовое оборудование и приборы управления механизмами. В связи с этим многоковшовые экскаваторы подразделяют на два главных вида: неповоротные и поворотные. Неповоротные экскаваторы в зависимости от устройства черпачной рамы подразделяются на три типа:

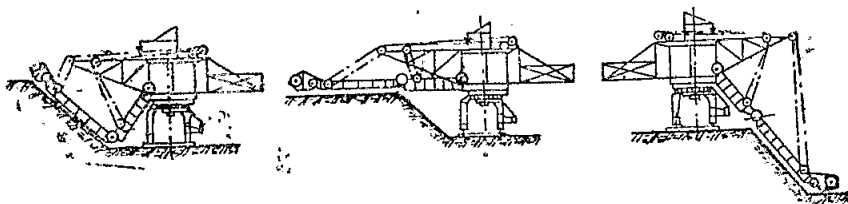
Экскаваторы одностороннего нижнего черпания, приспособленные для работы только по нижнему забою (фиг. 174, а).

Экскаваторы одностороннего верхнего черпания, приспособленные для работы по верхнему забою (фиг. 174, б). Эти экскаваторы однако в большинстве случаев могут быть использованы также и для работы по нижнему забою.

Экскаваторы двухстороннего черпания, называемые также сдвоенными, служащие для одновременной работы по верхнему и по нижнему забоям (фиг. 174, в) и снабженные для этой цели двумя черпачными рамами.

Поворотные экскаваторы бывают только двухстороннего черпания и служат для последовательной работы по нижнему и верхнему забоям (фиг. 175).

Кроме этих четырех основных типов многоковшевых экскаваторов существуют комбинированные или так называемые скребок-черпачковые экскаваторы¹, служащие для работы только по верхнему забою.



Фиг. 175. Схема поворотного экскаватора.

По способу отгрузки породы или полезного ископаемого в откаточные сосуды или на ленточные транспортеры многоковшевые экскаваторы делятся на два типа: экскаваторы с центральной отгрузкой через один или два портала, называемые соответственно однопортальными и двухпортальными, и экскаваторы с боковой отгрузкой.

По конструкции ходового устройства многоковшевые экскаваторы бывают двух типов: рельсовые и гусеничные.

Наконец, по роду энергии они подразделяются на паровые, электрические и дизельные.

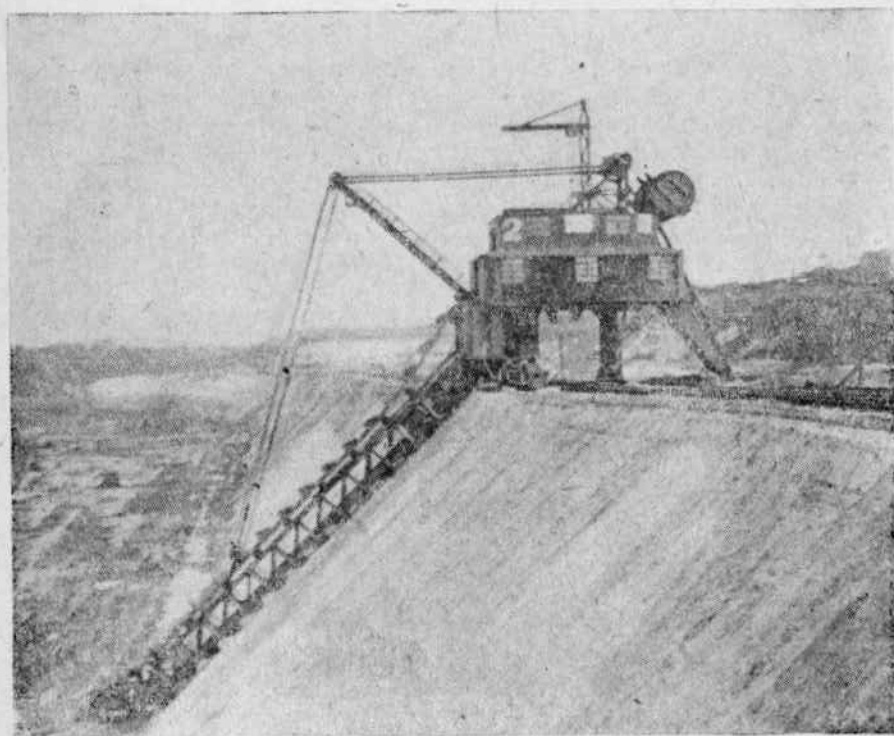
§ 2. Общее устройство многоковшевых экскаваторов

Типичным и наиболее простым по конструкции является однопортальный многоковшевый экскаватор на рельсовом ходу с черпачной рамой для одностороннего черпания по нижнему забою, общий вид которого приведен на фиг. 176, а схема устройства — на фиг. 177.

Корпус экскаватора, внутри которого установлены двигатели и трансмиссии, изготавливается из швеллерного или двутаврового железа, в форме трехярусного каркаса, и для защиты механизмов от непогоды снаружи обшивается листовым железом.

¹ См. фиг. 189.

Передняя часть корпуса, к которой шарнирно укреплена черпачная рама 1 (фиг. 177), опирается на ходовые двухосные или четырехосные двухколейные тележки 2, число которых, в зависимости от общих размеров экскаватора, бывает от 2 до 5. Центральная часть



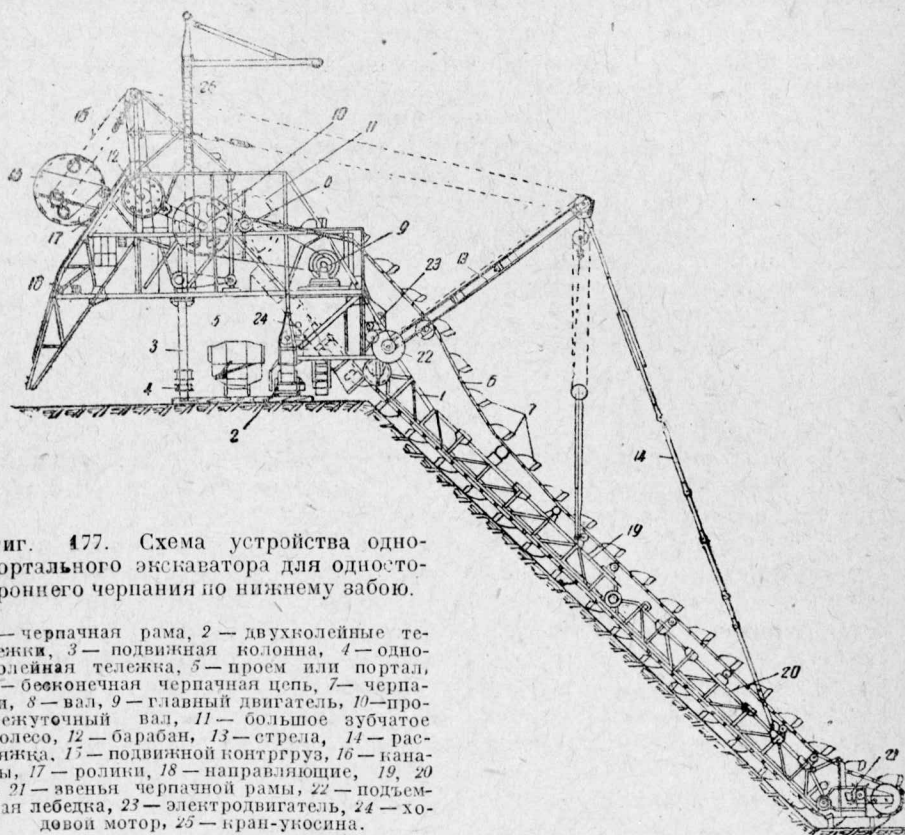
Фиг. 176. Общий вид однопортального неповоротного многоковшевого экскаватора для одностороннего черпания по нижнему забою:

корпуса поддерживается с помощью подвижной колонны 3, опирающейся на одноколейную тележку 4.

Таким образом для перемещения такого экскаватора вдоль забоя необходим трехколейный рельсовый путь. Между передней частью корпуса и колонной 3 образуется проем или портал 5, служащий для прохода подвижного состава, в который производится погрузка ископаемого или пустой породы. Для прохода поездов под портал экскаватора необходим отдельный двухколейный рельсовый путь; общий путь следовательно должен быть пятиколейным или пятирельсовым.

Бесконечная длиннозвенная черпачная цепь 6 с черпаками 7 приводится в движение от вала 8, на котором насажены две звездочки или многогранный барабан, длина граней которого соот-

ветствует длине звеньев черпачной цепи. Вал 8, в свою очередь, приводится в движение от главного двигателя 9, который по-



Фиг. 177. Схема устройства одно-портального экскаватора для одностороннего черпания по нижнему забою.

1 — черпачная рама, 2 — двухколейные тележки, 3 — подвижная колонна, 4 — одноколейная тележка, 5 — проем или портал, 6 — бесконечная черпачная цепь, 7 — черпак, 8 — вал, 9 — главный двигатель, 10 — промежуточный вал, 11 — большое зубчатое колесо, 12 — барабан, 13 — стрела, 14 — растяжка, 15 — подвижной контргруз, 16 — канат, 17 — ролики, 18 — направляющие, 19, 20 и 21 — звенья черпачной рамы, 22 — подъемная лебедка, 23 — электродвигатель, 24 — ходовой мотор, 25 — кран-укосина.

средством канатной передачи вращает промежуточный вал 10 с насаженной на нем малой шестерней, сцепляющейся с большим зубчатым колесом 11, сидящим на валу 8.

От промежуточного вала 10 посредством цепной и червячной передачи приводится в движение также и барабан 12, служащий для подъема и изменения угла наклона стрелы 13, поддерживающей с помощью растяжки 14 черпачную раму 1.

При изменении угла наклона стрелы 13 черпачная рама 1 может быть поднята вверх или опущена вниз, благодаря чему расстояние от центра тяжести ее до ходовых тележек 2 будет увеличиваться или уменьшаться, а следовательно, и опрокидывающий момент всего механизма относительно этих тележек будет также увеличиваться или уменьшаться.

Поэтому для уравнивания опрокидывающего момента черпачного механизма в задней части корпуса экскаватора имеется

подвижной контргруз 15, подвешенный на канатах 16 и перекачивающийся на роликах 17 по направляющим 18.

Черпачная рама экскаватора, изображенного на фиг. 177, состоит из двух главных звеньев 19 и 20 и планирующего звена 21, соединенных между собою шарнирно. Для управления верхним звеном 19 имеется отдельная подъемная лебедка 22 с приводом от отдельного электродвигателя 23.

Перемещение экскаватора во время работы вдоль забоя осуществляется посредством зубчатой и червячной передачи от ходового мотора 24. Для сборки и демонтажа механизмов экскаватора имеется монтажный кран-укосина 25.

Емкость черпачков многоковшовых экскаваторов бывает 30 — 1200 м³; скорость движения черпачной цепи до 0,85 м/сек, а производительность за час чистой работы 60—1500 м³.

§ 3. Основные детали рабочего оборудования многоковшовых экскаваторов

1. Черпачная рама

Рабочие размеры многоковшового экскаватора, т. е. глубина или высота черпания и ширина заходки, определяются конструкцией и размерами черпачной рамы.

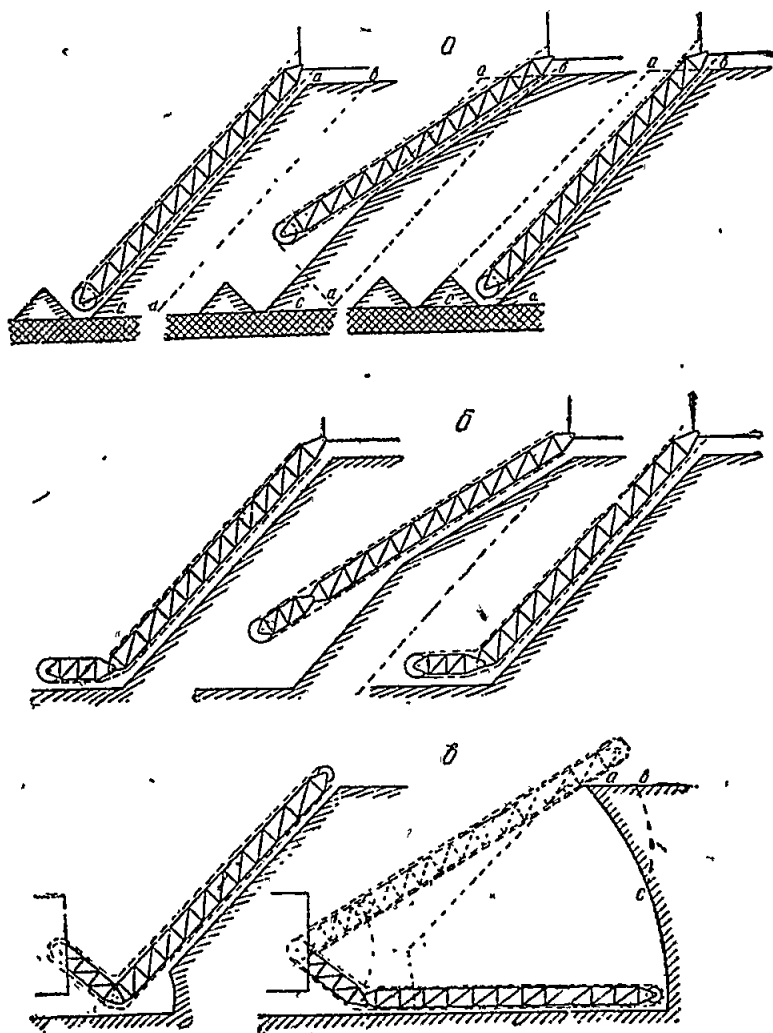
Существующие типы черпачных рам, в зависимости от их конструкции, можно разделить на четыре главных типа: 1) простые черпачные рамы без планирующего звена для верхнего или нижнего черпания; 2) простые черпачные рамы для верхнего или нижнего черпания с планирующим звеном; 3) шарнирные рамы и 4) шарнирные телескопические рамы.

Схема устройства простой черпачной рамы без планирующего звена для черпания по нижнему забою и полный цикл работы по выемке одной заходки (а b d c) экскаватором с такой рамой показана на фиг. 178, а. Основным недостаток ее заключается в том, что после выемки каждой заходки на подошве уступа остаются невынутыми целики породы, если экскаватор работает на вскрыше, вследствие чего зачистку кровли пласта полезного ископаемого требуется производить с помощью другого экскаватора или каким-либо другим способом.

Этот недостаток простой черпачной рамы полностью устраняется в том случае, когда она снабжена планирующим звеном (фиг. 178, б), с помощью которого нижняя площадка уступа выравнивается, зачищается и может быть использована как рабочая площадка для этого же или другого экскаватора с нижним черпаньем при отработке нижележащего уступа.

Простая черпачная рама с планирующим звеном для верхнего черпания показана на фиг. 178, в, однако здесь планирующее звено укреплено не на свободном конце рамы, а на опорном шарнире ее. При работе по верхнему забою простой черпачной рамой без планирующего звена, откос уступа после выемки каждой заходки имел бы такой профиль, каким он показан сплошными линиями на фиг. 178, в с нависающим

козырьком $a-b$ с. В малоустойчивых породах неизбежное обрушение этого козырька приводит к повреждению черпачного механизма. При наличии планирующего звена этот недостаток устраняет-

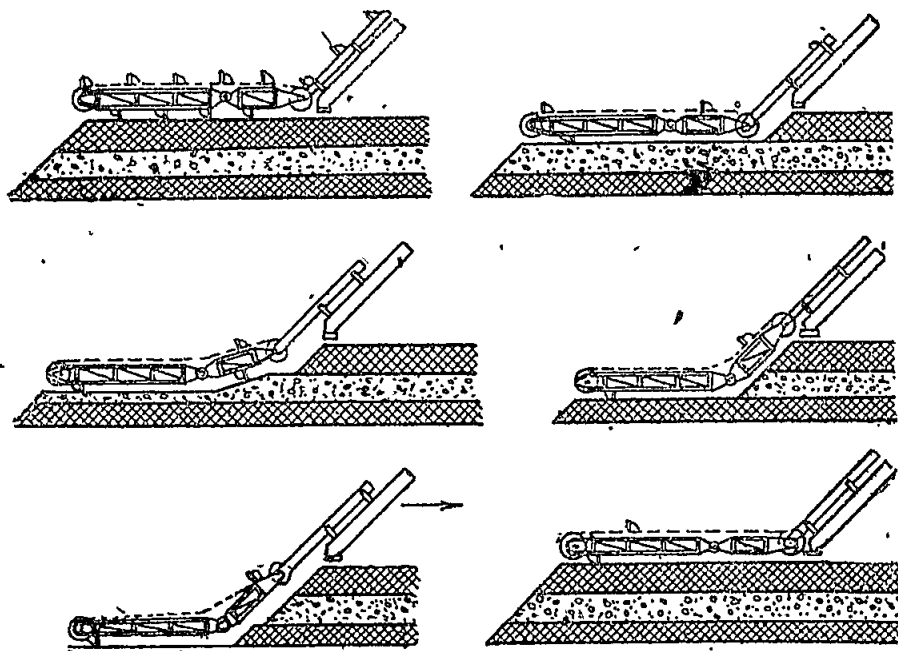


Фиг. 178. Черпачные рамы.

a — простая черпачная рама для работы по нижнему забою, b — простая черпачная рама с планирующим звеном для работы по нижнему забою, c — простая черпачная рама с планирующим звеном для работы по верхнему забою.

ся тем, что в начале выемки заходки основная часть рамы и планирующее звено устанавливаются без изгиба по одной прямой, как показано пунктиром на фиг. 178, c , благодаря чему нависающий козырек срезается в самом начале выемки заходки.

Многошарнирные черпачные рамы отличаются от простых тем, что они состоят из двух, трех или нескольких звеньев, соединенных между собой шарнирно. У такой рамы возможно делать несколько перегибов, благодаря чему можно изменять высоту уступа в пределах длины звеньев рамы и производить вскрышу или выемку ископаемого в соответствии с изменением их мощности. Так, например, экскаватор, изображенный на фиг. 177, имеет двухшарнирную черпачную раму и может работать при высоте уступа, соответствующей полной или половинной длине рамы, причем в последнем случае нижней половине рамы и планирующему звену придается горизонтальное положение.



Фиг. 179. Многошарнирная телескопическая черпачная рама.

Многошарнирные телескопические рамы (фиг. 179) предназначены для раздельной выемки маломощных пластов или пропластков пустой породы и полезного ископаемого и могут быть использованы только при тех условиях залегания, для которых они спроектированы и изготовлены. Черпачная рама, показанная на фиг. 179, приспособлена для раздельной выемки трех пластов определенной мощности, т. е. она может быть использована только в данном частном случае, так как размеры раздвижной части рамы и рабочих звеньев ее установлены в соответствии с мощностью этих пластов.

Черпачные рамы всех типов в большинстве случаев изготавливаются в виде клепаных или сварных решетчатых ферм преимущественно

существенно из швеллерного и уголкового железа. Сбегающая ветвь черпачной цепи, как показано на поперечном разрезе рамы (фиг. 180), передвигается по направляющим роликам 1—1, а рабочая ветвь скользит в направляющих пазах 2—2.

В отличие от рам с направляемой черпачной цепью существуют также рамы со свободной цепью, в которых последняя провисает свободно в форме дуги, а поэтому ковши, укрепленные на ней, при встрече случайных препятствий, например, крупных валунов, могут отклоняться в ту или другую сторону или вверх. Рамы со свободной черпачной цепью однако широкого распространения не имеют, так как они пригодны для работы только в очень мягких породах.

2. Черпаки и черпачная цепь

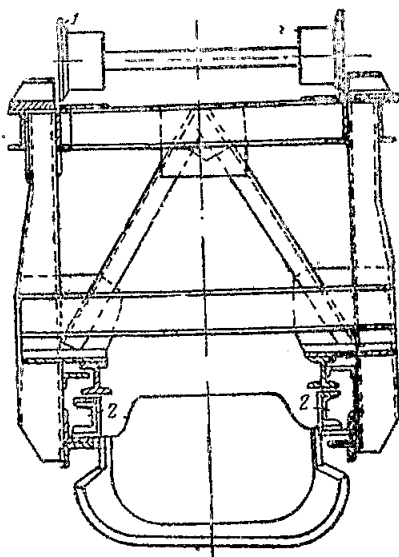
Ковши или черпаки многоковшевых экскаваторов имеют форму лотка и делаются литыми, сварными или чаще клепаными. К боковым стенкам черпаков укрепляются лопки, которыми они скользят в направляющих пазах черпачной рамы. С передней стороны они снабжаются режущими козырьками, изготавливаемыми из хромоникелевой, кремнистой или какой-либо другой специальной стали, обладающей большой твердостью и высокой противоустойчивостью абразивным свойствам пород.

Черпачная цепь, на которой укрепляются черпаки, состоит из отдельных звеньев длиной по 250—500 мм (фиг. 181). Промежуток между двумя соседними черпаками на цепи обычно составляет от 5 до 11 звеньев, т. е. каждое шестое, седьмое, вплоть до двенадцатого звена несет на себе черпак, и в соответствии с этим цепи называются шестизвеньевыми, семизвеньевыми и т. д.

Звенья, на которых укреплены черпаки, называются рабочими, а промежуточные — холостыми. Они делаются литыми или коваными. Литые рабочие звенья укрепляются к черпакам чаще всего с помощью болтов, а кованые — приклепываются.

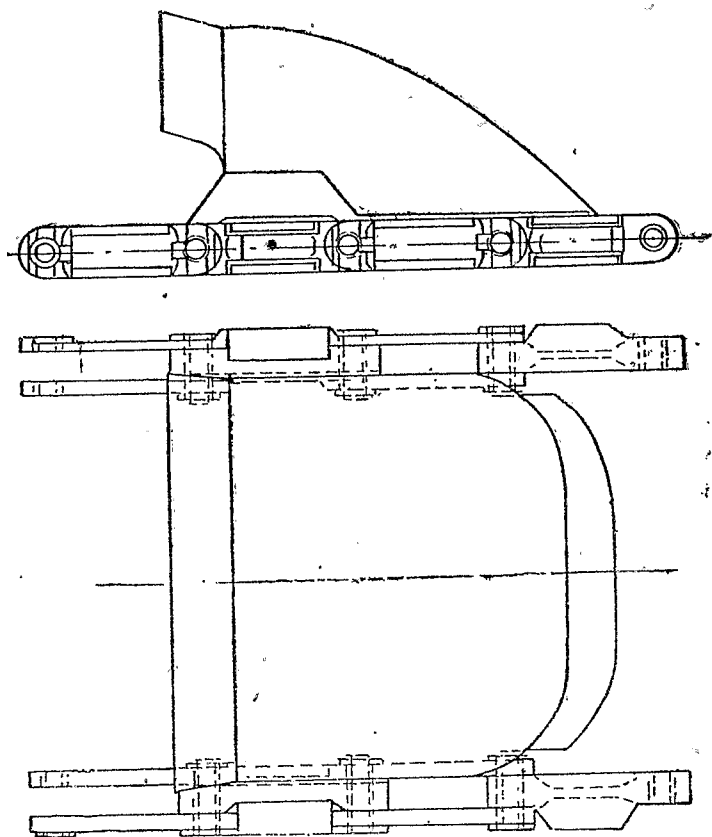
Внутри корпуса экскаватора черпачная цепь, или, вернее, две параллельных цепи, огибают многогранный приводной барабан или пару звездочек, насаженных на приводном валу на определенном расстоянии друг от друга, соответствующем наружной ширине черпаков.

Каждая ведущая звездочка (фиг. 182) делается составной, состоящей из двух зажимных муфт 1 и 2, насаженных на ведущем валу



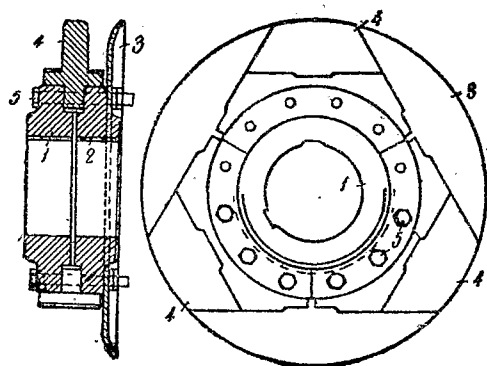
Фиг. 180. Поперечный разрез черпачной рамы с направляемой черпачной цепью.

с помощью шпенок, направляющего диска 3 и трех отдельных зубцов собственно звездочки 4. Зубцы вставляются между муфта-



Фиг. 181. Укрепление черпака к черпачной цепи.

ми и затем стягиваются болтами 5. В случае поломки любой зубец звездочки может быть заменен новым, для чего достаточно отвер-

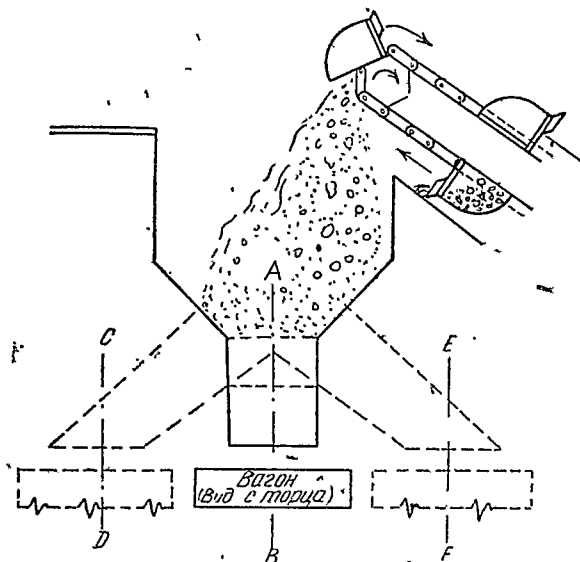


Фиг. 182. Ведущая звездочка для черпачно цеп .

нуть четыре стяжных болта, после чего зубец легко освобождается и на его место вставляется новый.

3. Приемно-погрузочные устройства

Разгрузка черпаков многоковшового экскаватора происходит в момент перехода их через ведущий многогранный барабан или через ведущие звездочки, как показано на фиг. 183. Порода или полезное ископаемое из черпаков поступает в приемную воронку, которая в зависимости от типа экскаватора и применяемого вида транспорта снабжается одним, двумя или четырьмя лотками с перекидными клапанами.



Фиг. 183. Схема приемно-погрузочного устройства многоковшовых экскаваторов.

На однопортальных экскаваторах лотки располагаются по одной оси AB (фиг. 183), а на двухпортальных — по двум параллельным CD и EF . На экскаваторах с боковой отгрузкой лотки располагаются сбоку, на противоположной стороне от черпачной рамы.

При погрузке пустой породы или полезного ископаемого в поезда, когда экскаватор при своем движении вдоль забоя переходит от загрузки одного вагона к другому, лотки в этот момент перекрываются с помощью перекидных клапанов, вследствие чего направление потока грузимого материала изменяется.

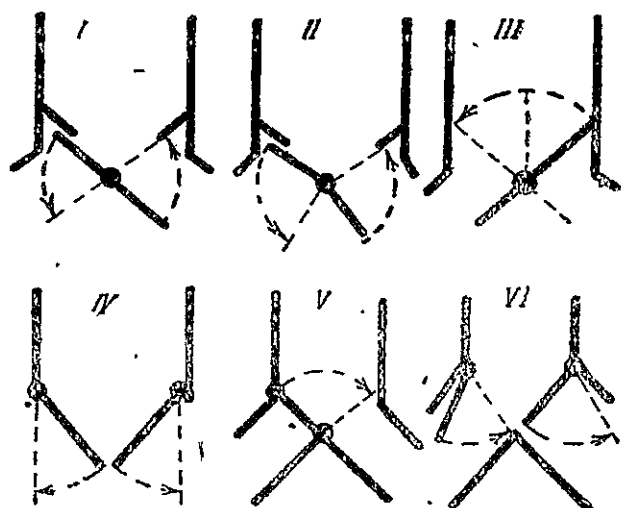
Перекидные клапаны по своему устройству делятся на три вида: 1) балансирные (фиг. 184 — I , II и III); 2) висячие сдвоенные (IV и VI) и 3) маятниковые (V).

Балансирный клапан I является наиболее простым по устройству, но в случае попадания на него крупных кусков породы он может не закрыться.

Изогнутый балансирующий клапан *II* является более надежным в этом отношении, так как открываемое им выходное отверстие при тех же размерах клапана больше, чем в первом случае.

Клапан *III* в значительно большей степени предотвращает возможность застревания крупных кусков, но при переходе через вертикальное положение оба выпускных отверстия оказываются открытыми, вследствие чего материал из воронки может высыпаться между вагонами.

Сдвоенный висячий клапан состоит из двух створок, открывающихся независимо друг от друга, вследствие чего



Фиг. 184. Типы перекидных клапанов для погрузочных воронок многоковшевых экскаваторов.

выпускное отверстие может быть открыто частично или полностью. Эти клапаны обычно устанавливаются на экскаваторах, предназначенных для работы в плотных, а также в липких породах. Они устанавливаются преимущественно на однопортальных экскаваторах.

Клапаны *V* и *VI* принципиально ничем не отличаются от клапанов *III* и *IV* и применяются в большинстве случаев на двухпортальных экскаваторах.

Управление перекидными клапанами производится с помощью ручных рычагов или механических приспособлений, приводимых в действие паром или сжатым воздухом.

§ 4. Силовое оборудование многоковшевых экскаваторов

На многоковшевых экскаваторах в качестве привода устанавливаются преимущественно электрические двигатели и в более редких случаях паровые машины и двигатели внутреннего сгорания.

Условия работы многоковшовых экскаваторов в отличие от одноковшовых характеризуются двумя важнейшими особенностями, влияющими на выбор того или иного типа электродвигателя.

Первая особенность заключается в том, что они, как правило, работают почти в однородных по физическим свойствам породах и полезных ископаемых, обладающих небольшой твердостью. Благодаря этому глубина внедрения черпаков может быть отрегулирована так, что усилие, необходимое для перемещения бесконечной черпачной цепи, может оставаться почти постоянным, и главный мотор в связи с этим работает практически почти с постоянной нагрузкой.

Вторая особенность состоит в том, что главный мотор многоковшового экскаватора не испытывает таких частых изменений нагрузок от нуля до максимума, какие испытывают двигатели одноковшовых экскаваторов. Кроме того для главного мотора многоковшового экскаватора в процессе работы совершенно не нужна реверсия, так как черпачная цепь всегда движется в одном направлении, тогда как двигатели одноковшового экскаватора должны менять направление вращения от 2 до 4—6 и более раз в течение одной минуты.

По этим причинам для многоковшовых экскаваторов в качестве привода вполне приемлемы по своей механической характеристике электродвигатели трехфазного переменного тока, а поэтому в подавляющем большинстве случаев они и устанавливаются на экскаваторах этих типов.

Электродвигатели постоянного тока также иногда применяются на многоковшовых экскаваторах, но в очень редких или даже исключительных случаях, когда питание их осуществляется от общей сети с электровозами, обслуживающими эти экскаваторы. Кроме того иногда на экскаваторах, оборудованных электродвигателями переменного тока, устанавливается отдельная выпрямительная установка для питания ходовых моторов.

Число моторов, предназначенных для выполнения основных и вспомогательных функций на многоковшовых экскаваторах, бывает от 3 до 17 и более (см. табл. 34), причем основными из них являются: 1) главный мотор, 2) ходовые моторы и 3) моторы к лебедкам черпачной рамы. Все остальные моторы предназначаются для выполнения различных вспомогательных операций, а также для привода ленточных транспортеров.

Удельный расход энергии при электрических силовых установках изменяется в довольно широких пределах и зависит главным образом от характера пород, а также от типа и мощности экскаваторов. При работе в породах различной крепости средний расход энергии составляет:

в мягких породах	0,3 квт-ч/м ³
» породах средней плотности . . .	0,4 »
» плотных породах	0,5 »
» особо плотных, тяжелых породах	0,8 »

Таблица 34

Билловое оборудование электрических многоковшовых экскаваторов

Тип экскаватора ¹	Наименование и мощность моторов, л. с.							Общее число моторов	Суммарная мощность, л. с.
	главный	ходовой	к лебедкам черпачной рамы	для натяжения черпач. цепи	для компрес-соров	для пово-рота кор-пуса	прочие мото-ры ²		
О _н $\frac{250}{9,5}$ 6,5	110	34	2×20	—	10	15	2×30	8	269
О $\frac{300}{300}$ 22	110	30	10	—	27	—	—	4	177
О _н $\frac{300-400}{8-10}$ 10	130	2×30	2×70	5	2×30	30	2×10	11	445
О $\frac{500}{500}$ 40	135	34	20	—	2×40	—	—	5	269
О _н $\frac{500}{500}$ 16	250	2×70	3×110	7	2×30	35	2×10	12	842
Д $\frac{14-16}{500}$	270	2×60	2×50	7	2×30	—	—	8	557
Д _н $\frac{18-20}{500}$ 10	300	2×68	2×40	—	34	34	10	8	594
Д _н $\frac{10-12}{600}$ 13	422	2×95	2×71,5	—	—	24	10	7	789
Д _н $\frac{12-15}{625}$ 17	360	2×80	4×140	7	2×30	35	2×10	13	1202
Д $\frac{14-16}{700}$	350	2×80	2×40	—	2×24	—	—	7	638
Д $\frac{23-25}{750}$	400	2×126	3×151	10	2×88	—	81	—	1372
Д $\frac{30-32,5}{850}$ 8	550	2×80	2×55	10	2×30	—	—	8	890
Г $\frac{25-27}{150}$ 8	80	2×60	3×36	—	—	—	2×25,5	8	323
Г $\frac{8-10}{250}$	120	2×70	2×75	7,5	25	—	75	10	517,5
Г $\frac{14-16,5}{300}$ 7	130	2×80	3×39	—	2×30	—	65	12	532
Г _н $\frac{7}{300}$ 12	190	3×145	5×130	—	2×21	—	253	47	1570
Г _н $\frac{12-14}{400}$ 12	227	3×93	4×60	—	10	—	93	12	849

Примечания. 1. Буквы и цифры, характеризующие типы экскаваторов, означают: О—однопортальный; Д—двухпортальный; Г—гусеничный; *н*—(индекс) поворотный; цифры в числителе—емкость черпаков в литрах; цифры в знаменателе—глубина черпания в м при работе по нижнему забою; буквы в знаменателе с-ч—скребково-черпаковый; последняя цифра справа—высота черпания в м при работе по верхнему забою.

2. К прочим отнесены моторы: для управл. лемехами черпачн. желоба, к транспортерам для пов. гусениц на гусен. экскаваторах и др.

Нужно отметить, что при работе в одних и тех же условиях с применением мощных экскаваторов удельный расход энергии меньше, чем при экскаваторах небольшой мощности.

§ 5. Типы многоковшевых экскаваторов и условия их применения

Все существующие типы многоковшевых экскаваторов по способу отгрузки ископаемого или пустой породы в транспортирующие устройства делятся на две группы, а именно: 1) порталные экскаваторы, или экскаваторы с центральной отгрузкой, которые строятся исключительно на рельсовом ходу, и 2) непортальные экскаваторы с боковой отгрузкой, которые строятся на рельсовом и на гусеничном ходу.

К экскаваторам первой группы относятся:

- 1) однопортальные неповоротные } для одностороннего черпания;
- 2) двухпортальные неповоротные } для;
- 3) двухпортальные неповоротные, двойные — для двухстороннего черпания;
- 4) однопортальные поворотные;
- 5) двухпортальные поворотные;
- 6) однопортальные, и двухпортальные скребково-черпаковые для работы по верхнему забою.

К экскаваторам второй группы относятся:

- 1) рельсовые неповоротные;
- 2) гусеничные неповоротные;
- 3) гусеничные поворотные.

Таким образом все многоковшевые экскаваторы, применяемые в горном деле на вскрышных и очистных работах, относятся к указанным девяти типам.

1. Однопортальные неповоротные экскаваторы

Устройство однопортальных неповоротных экскаваторов (фиг. 176 и 177) приведено в § 2 настоящей главы. В конструктивном отношении они являются наиболее простыми, а поэтому и наиболее легкими по весу. Они строятся с простой или шарнирной черпачной рамой, приспособленной для работы только по нижнему забою, или в большинстве случаев — по нижнему и верхнему забоям.

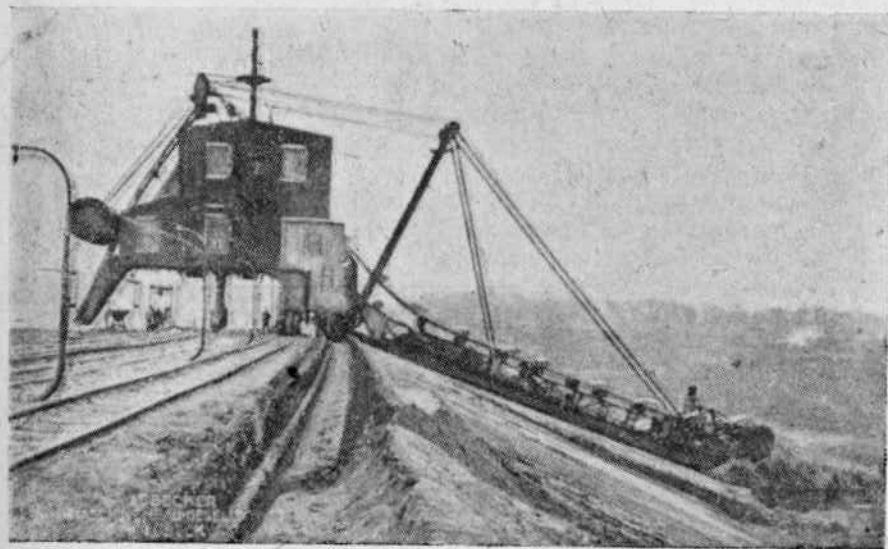
Наличие на однопортальных неповоротных экскаваторах черпачной рамы для работы по верхнему и нижнему забоям в известной мере расширяет условия их применения, тем не менее эти условия крайне ограничены. Наиболее успешно эти экскаваторы применяются только при постоянной или более или менее выдержанной мощности разрабатываемых пластов. Применение неповоротных экскаваторов на вскрышных и очистных работах при разработке залежей с большими колебаниями мощности, а также с разрывами пластов и при неправильной конфигурации залежи чрезвычайно затруднительно, а иногда и невозможно.

Кроме того недостатком всех неповоротных экскаваторов является то, что они не могут производить выемку породы или полезного ископаемого в тупике рабочего уступа, вследствие чего длина уступа на каждом рабочем горизонте укорачивается на величину, равную половине ширины корпуса экскаватора.

Однопортальные неповоротные экскаваторы строятся с черпаками емкостью в 200—300 л для глубины черпания 12—25 м при угле откоса уступа 45° . Для работы однопортального экскаватора необходим пятиколейный рельсовый путь.

2. Двухпортальные неповоротные экскаваторы

Двухпортальные неповоротные экскаваторы (фиг. 185) в конструктивном отношении отличаются от однопортальных этого же типа только размерами и приемно-погрузочным устройством.



Фиг. 185; Двухпортальный неповоротный экскаватор (емкость черпаков 700 л, глубина черпания до 20 м).

Важнейшее преимущество двухпортальных экскаваторов заключается в том, что при наличии двух самостоятельных откаточных путей, проходящих под порталами, погрузка может производиться непрерывно, так как простои экскаватора, связанные с заменой груженных поездов порожними, могут быть полностью устранены.

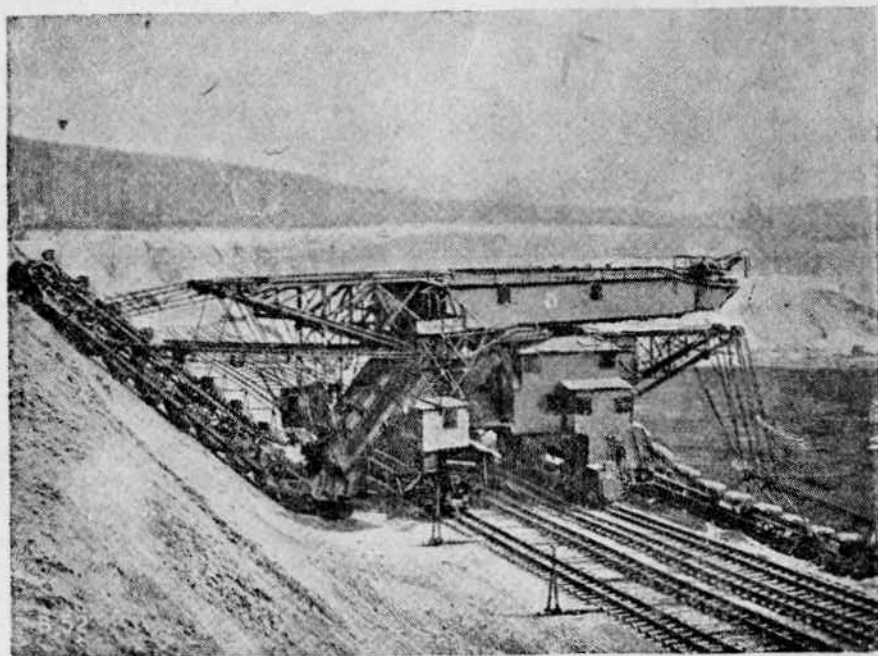
Двухпортальные экскаваторы строятся значительно большей мощности по сравнению с однопортальными. Емкость черпаков у них изменяется в пределах 500—850 л; глубина черпания достигает 32,5—35,0 м при угле откоса уступа 45° .

Условия применения двухпортальных неповоротных экскаваторов те же, что и для однопортальных, т. е. выдержанная мощность пластов и правильная конфигурация залежи. Применение их целесообразно при больших масштабах работ. Они снабжаются черпачными рамами для верхнего и нижнего черпания, причем при работе по верхнему забою производительность их в одних и тех же условиях на 5—10% меньше, чем при работе по нижнему забою.

В эксплуатации двухпортальные неповоротные экскаваторы имеют те же недостатки, что и неповоротные однопортальные. Кроме того для их работы требуется тяжелый и громоздкий семиколейный рельсовый путь.

3. Сдвоенные экскаваторы

Сдвоенный экскаватор (фиг. 186) представляет собой как бы объединение в одном агрегате двух экскаваторов для одновременной работы по верхнему и нижнему забоям.



Фиг. 186. Сдвоенный неповоротный экскаватор (емкость черпаков 750 м³, глубина нижнего черпания 14,5 м, высота верхнего черпания 11 м).

Черпачная рама для работы по нижнему забою укреплена шарнирно к нижней неповоротной части корпуса, смонтированного на двухпортальном основании.

Вторая черпачная рама, предназначенная для работы по верхнему забою, укреплена к верхней поворотной части корпуса и может

поворачиваться в горизонтальной плоскости приблизительно на 180° или немного больше. Благодаря этому тупиковый конец уступа может удлиняться.

Условия применения двоечных экскаваторов еще более ограничены, чем неповоротных однопортальных и двухпортальных. Они строятся для производства вскрышных работ большого масштаба и притом для строго определенных условий залегания пластов, характеризующихся постоянством их мощности, так как для полного использования одновременно обеих черпачных механизмов высота верхнего и нижнего уступов должна точно соответствовать длине той и другой черпачных рам.

При обслуживании двоечных экскаваторов локомотивным транспортом необходимо наличие восьмипрельсового пути. Однако в этом случае, даже при самой четкой организации движения поездов, использование экскаваторов по мощности и производительности оказывается недостаточным, и поэтому они, как правило, работают в соединении с транспортно-отвалными мостами. Вообще же двоечные экскаваторы применяются в очень редких, исключительных случаях.

4. Однопортальные и двухпортальные поворотные экскаваторы

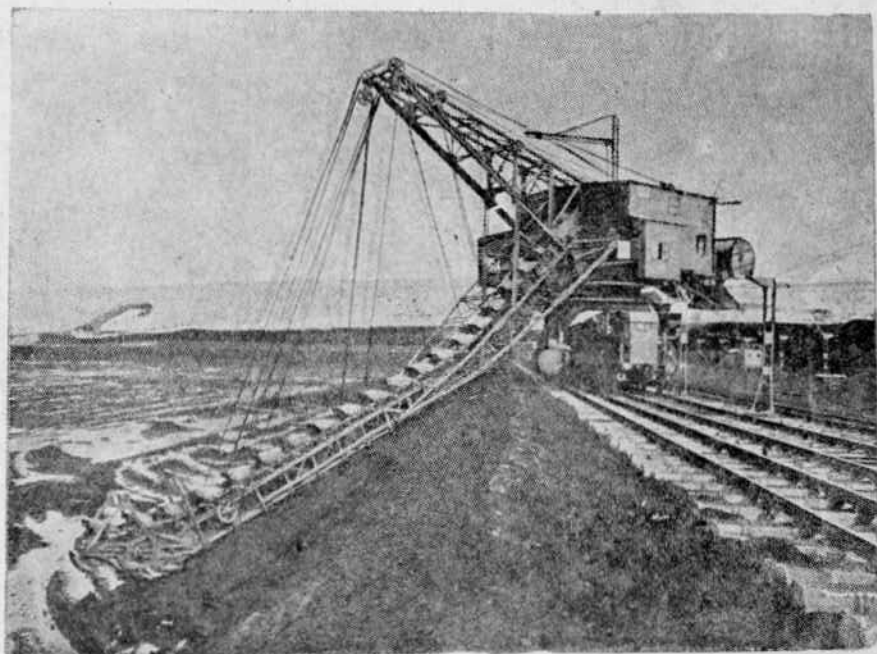
Однопортальные (фиг. 187) и двухпортальные (фиг. 188) поворотные экскаваторы отличаются от неповоротных тем, что корпус их, подобно одноковшевым экскаваторам револьверного типа, опирается посредством роликов на порталную ходовую раму и благодаря этому вместе с черпачной рамой может поворачиваться вокруг вертикальной оси на полную окружность.

Другая конструктивная особенность поворотных экскаваторов заключается в том, что стрела их, поддерживающая черпачную раму, сложнее по устройству, прочнее и представляет собой как бы единую жесткую конструкцию, составляющую одно целое с поворотной частью корпуса экскаватора. Необходимость в наличии стрелы высокой прочности вызывается тем, что при поворотах корпуса значительная часть нагрузки от черпачной рамы передается на корпус через голову стрелы. В связи с этим на поворотных экскаваторах большой мощности (фиг. 188) стрела вместе с поворотной частью корпуса по своей конструкции напоминает мостовую треугольную форму, на верхней стороне которой имеется рельсовый путь для подвижного контргруза, уравнивающего черпачную раму при различных углах наклона ее к горизонту.

Что касается конструкции черпачного механизма, приемно-погрузочных устройств, силового оборудования и других деталей поворотных экскаваторов, то принципиально они ничем не отличаются от конструкции подобных деталей неповоротных экскаваторов.

В отношении однопортальных и двухпортальных поворотных экскаваторов нужно отметить, что они отличаются друг от друга только размерами и мощностью; первые могут применяться при средних масштабах, а вторые предназначаются для больших масштабов работ.

Важнейшее достоинство поворотных экскаваторов состоит в том, что, они вполне приспособлены для последовательного двухстороннего черпания с одной рабочей площадки, причем для перехода от нижнего черпания к верхнему или наоборот затрачивается не более 10—15 мин. Благодаря поворотности корпуса вместе с черпачной рамой они позволяют хорошо выравнивать рабочую площадку как по всей длине уступа, так и в тупиковой части его, вследствие чего длина уступов при веерной системе работ не сокращается, а в случае необходимости даже может быть увеличена.

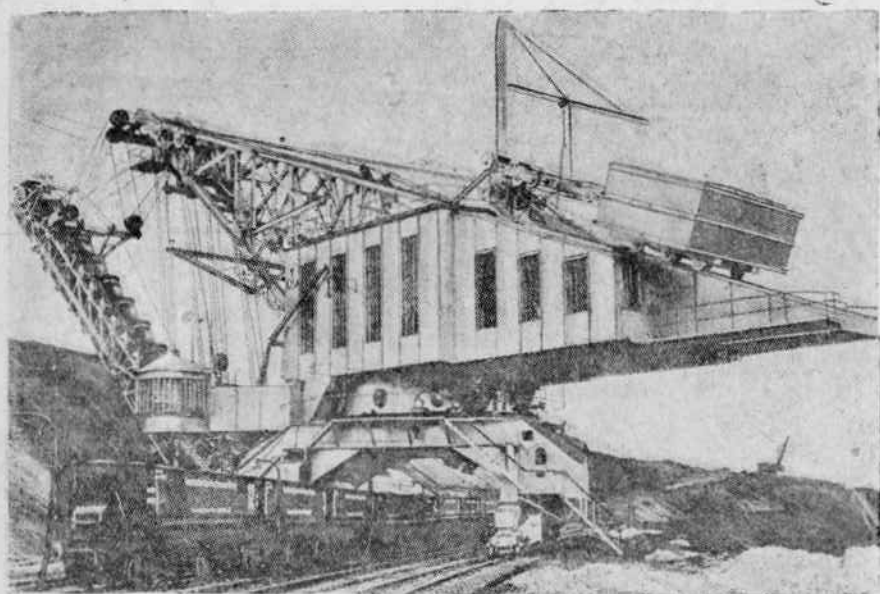


Фиг. 187. Однопортальный поворотный экскаватор (емкость черпаков 500 м, глубина черпания по нижнему забою 16 м, высота черпания по верхнему забою 15 м).

В отношении условий применения однопортальные и двухпортальные поворотные экскаваторы являются более универсальными по сравнению с неповоротными, так как при наличии многошарнирных черпачных рам они могут применяться для разработки месторождений с неправильным залеганием пластов, с невыдержанной мощностью их и с неправильной конфигурацией залежей. Сравнительно легкая приспособляемость поворотных экскаваторов к условиям залегания пластов и к изменению их мощности достигается поочередной работой по верхнему и нижнему забоям. Поэтому длина черпачной рамы для одной и той же мощности пласта или для одной и той же высоты уступа у поворотных экскаваторов может быть вдвое короче по сравнению с черпачной рамой непо-

воротных экскаваторов, а следовательно, и общий вес поворотного экскаватора для тех же условий будет меньше.

Поворотные экскаваторы на рельсовом ходу приблизительно на 20—25% дороже рельсовых неповоротных на 1 т конструктивного веса, однако эта разница существенного значения не имеет.



Фиг. 188. Двухпортальный поворотный экскаватор большой мощности (емкость черпаков 1100 л, глубина черпания по нижнему забою 25 м, высота черпания по верхнему забою 25 м).

так как она окупается более благоприятными условиями эксплуатации.

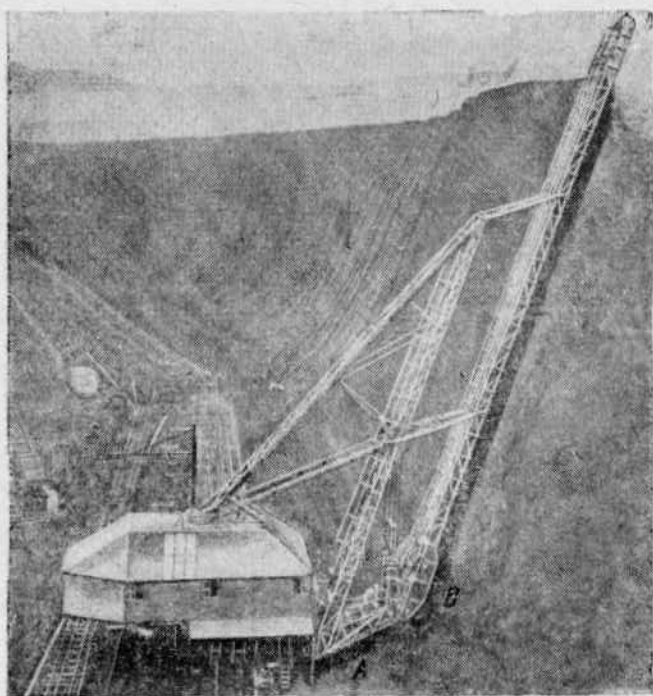
5. Однопортальные и двухпортальные скребково-черпаковые экскаваторы

Скребково-черпаковые экскаваторы (фиг. 189) отличаются от обычных многоковшевых экскаваторов устройством черпачного механизма, который в данном случае состоит из двух отдельных частей: 1) короткой черпачной рамы *AB* с черпачной цепью и 2) удлиненной стрелы *BC*, несущей на себе цепь со скребками.

Экскаваторы этого типа приспособлены исключительно для работы по верхнему забою. Бесконечная скребковая цепь при движении по откосу уступа отделяет породу от коренного массива, и порода под действием собственной силы тяжести скатывается вниз на рабочую площадку уступа. Оббитая порода легко захватывается черпаками и переносится к погрузочной воронке внутри корпуса экскаватора.

Разделение функций отбойки и перемещения материала позволяет пользоваться короткой черпачной цепью, которая в этом слу-

чае работает подобно элеватору, и удлиненной стрелой с легкой скребковой цепью, благодаря чему высота черпания для этих экскаваторов достигает 40 м и более при угле откоса уступа около 70° . Это и является одним из важнейших достоинств скребково-черпаковых экскаваторов.



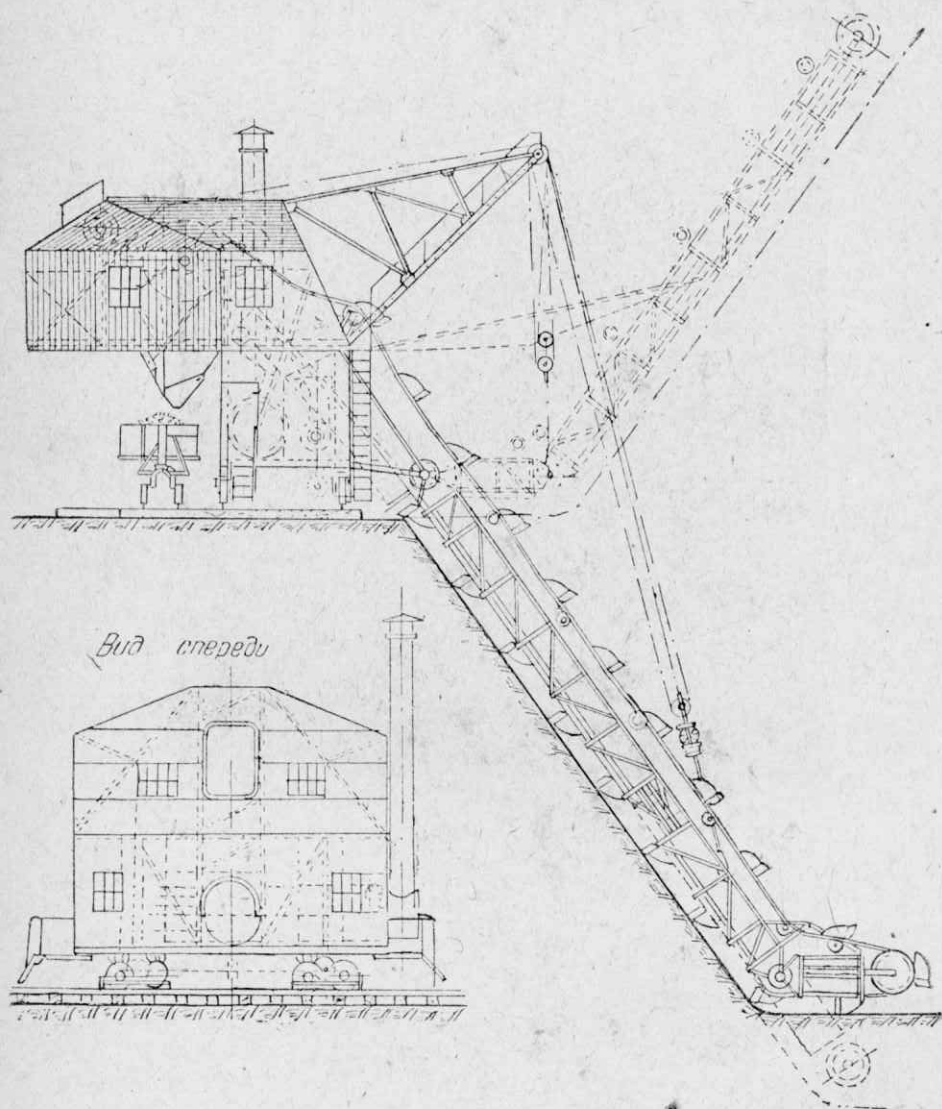
Фиг. 189. Скребково-черпаковый экскаватор (емкость черпаков 500 л, высота черпания 40 м, угол откоса 70°).

Другое преимущество их заключается в том, что они могут применяться при работе в более плотных породах и полезных ископаемых по сравнению с обычными многоковшевыми экскаваторами. В практике применение их ограничивается преимущественно очистными работами по углю при разработке пластов большой мощности.

6. Рельсовые экскаваторы с боковой отгрузкой породы

Неповоротные экскаваторы на рельсовом ходу с боковой отгрузкой породы (фиг. 190) отличаются от порталных экскаваторов тем, что у них выпускные лотки от погрузочной воронки выводятся назад,

с наружной стороны по отношению к рельсовому пути экскаватора, а ходовая рама, благодаря отсутствию портала, сужена и установлена на двухколейном пути. Все прочие детали по своему



Фиг. 190. Экскаватор на рельсовом ходу с боковой стгрузкой породы.

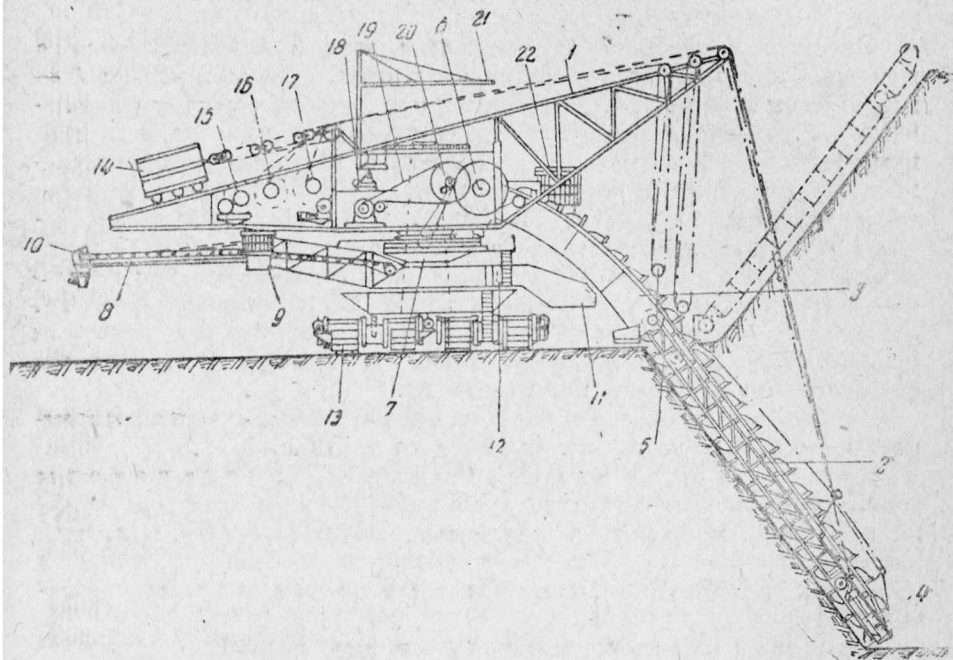
устройству принципиально почти не отличаются от соответствующих деталей порталных неповоротных экскаваторов.

Экскаваторы на рельсовом ходу с боковой отгрузкой породы строятся небольшой мощности, с черпаками емкостью 30—150 л и, в более редких случаях, до 200 л. Они снабжаются черпачными

рамами для верхнего и нижнего черпания. Применяются они при тех же горнотехнических условиях, что и порталные неповоротные экскаваторы, но при значительно меньших масштабах работ, и в эксплуатационном отношении характеризуются теми же достоинствами и недостатками, какие свойственны вообще неповоротным экскаваторам.

7. Гусеничные поворотные и неповоротные экскаваторы с боковой отгрузкой породы

Устройство гусеничного поворотного многоковшевого экскаватора показано на фиг. 191. Поворотный корпус вместе со стре-



Фиг. 191. Схема устройства гусеничного поворотного экскаватора:

1 — стрела поворотного корпуса экскаватора, 2 — черпачная рама, 3 — направляющий желоб, 4 и 5 — звенья черпачной рамы, 6 — ведущий барабан, 7 — ротационный погрузочный диск, 8 — ленточный транспортер, 9 — разгрузочная каретка, 10 — разгрузочная воронка, 11 и 14 — контргрузы, 12 — привод, 13 — гусеничные тележки, 15, 16 и 17 — лебедки, 18 — поворотный механизм, 19 — ременная передача, 20 — промежуточный вал, 21 — кран-укосина, 22 — кабина машиниста.

лой 1, поддерживающей черпачную раму 2, по внешнему виду напоминает решетчатую мостовую ферму. К передней части поворотного корпуса укреплен направляющий желоб 3, внутри которого перемещаются черпаки.

Черпачная рама 2 снабжена двумя планирующими звеньями: нижним 4 и верхним 5. При переходе черпаков через ведущий барабан 6 порода разгружается, попадает на ротационный погрузочный диск 7 и с него поступает на ленточный транспортер 8, снаб-

жениый подвижной разгрузочной кареткой 9 и концевой направляющей разгрузочной воронкой 10. Вагоны при погрузке могут устанавливаться под кареткой 9 или под воронкой 10, и тогда каретка 9 перекрывается особым клапаном.

Ленточный транспортер уравновешен контргрузом 11 и может поворачиваться в горизонтальной плоскости, независимо от корпуса экскаватора, с помощью самостоятельного привода 12. Ходовая рама экскаватора опирается на три сдвоенных гусеничных тележки 13, расположенных по углам равнобедренного треугольника, из которых две помещены спереди, на одной прямой линии, а третья — сзади, против первых двух.

Черпачная рама при изменениях угла наклона уравновешивается подвижным контргрузом 14, перемещающимся по верхнему поясу поворотной фермы 1.

Управление верхним планирующим звеном осуществляется с помощью лебедки 15, а управление направляющим жолобом 3 — посредством лебедки 16. Для подъема черпачной рамы имеется лебедка 17. Поворот всего корпуса экскаватора производится при помощи поворотного механизма 18, малая шестерня которого обегает вокруг большой шестерни, укрепленной неподвижно на вершине центральной опорной колонны. Черпачный механизм приводится в движение от главного мотора с помощью ременной передачи 19, а ротационный погрузочный диск 7 вращается тем же мотором с помощью ременной передачи от промежуточного вала 20. Для сборки и ремонта механизмов имеется монтажный поворотный кран-укосина 21. Управление всеми механизмами экскаватора сосредоточено в кабине машиниста 22.

Поворотные гусеничные экскаваторы строятся с черпаками емкостью до 500 м при высоте черпания до ± 15 м.

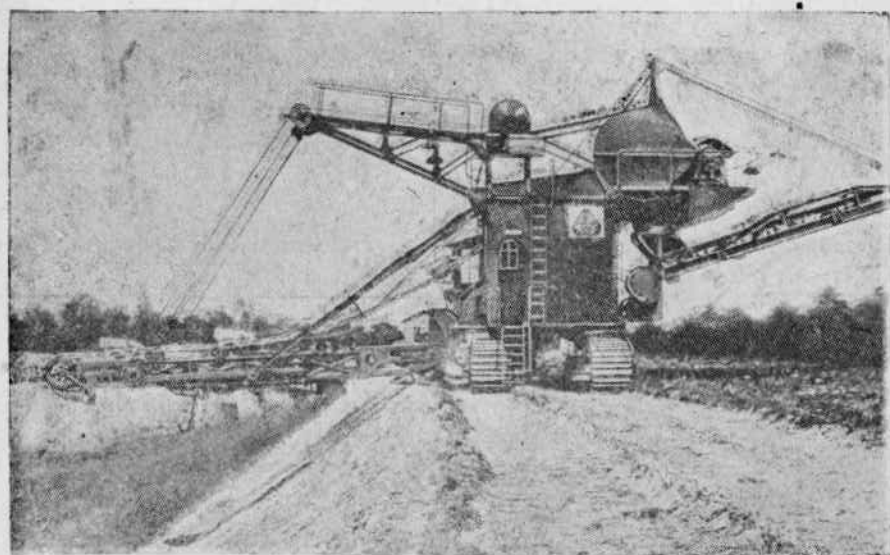
Неповоротные гусеничные экскаваторы (фиг. 192) значительно проще по конструкции и строятся обычно небольшой мощности, с черпаками емкостью 150—300 м, при высоте черпания до ± 8 —10 м. Они устанавливаются на двух гусеницах подобно одноковшевым экскаваторам небольших размеров.

Поворотные и неповоротные гусеничные экскаваторы строятся исключительно с боковой отгрузкой породы, которая осуществляется преимущественно через ленточный транспортер.

Несомненным и самым важным достоинством гусеничных экскаваторов является то, что для них не требуется таких сложных и тяжелых рельсовых путей, как для однопортальных и в особенности для двухпортальных экскаваторов на рельсовом ходу. Кроме того гусеничный ход обеспечивает как поворотным, так и неповоротным экскаваторам возможность перемещения и поворота в любом направлении, вследствие чего они легко могут приспособляться к условиям залегания и изменениям мощности пластов. Благодаря этому в отношении условий применения они являются более универсальными по сравнению с экскаваторами на рельсовом ходу.

Гусеничные экскаваторы сложнее по конструкции, тяжелее и приблизительно на 15—25% дороже рельсовых. Кроме того мощ-

ность их ограничивается пока емкостью черпаков в 450—500 л, тогда как экскаваторы на рельсовом ходу строятся с черпаками до 1200 л.



Фиг. 192. Гусеничный неповоротный экскаватор.

§ 6. Производительность многоковшевых экскаваторов

Производительность многоковшевых экскаваторов зависит от емкости черпаков, скорости движения черпачной цепи и степени наполнения черпаков.

Если обозначим:

E — емкость черпаков, $м^3$,

n — число черпаков, проходящих через ведущий барабан в одну минуту, или число опоражниваний в минуту,

K_n — коэффициент наполнения черпаков,

то теоретическая часовая производительность экскаватора будет $Q_{\text{теор}} = 60 E n K_n \cdot м^3$ в разрыхленном виде.

Эффективная сменная производительность (в $м^3$) в целике:

$$Q_{\text{см}} = \frac{60 E n K_n T}{K_p} \eta,$$

где T — продолжительность смены в часах,

η — коэффициент использования экскаватора по времени в течение смены,

K_p — коэффициент разрыхления породы или полезного ископаемого.

Для существующих типов многоковшевых экскаваторов число опоражниваний n бывает в пределах 18—26 в минуту. Коэф-

циент наполнения черпаков зависит от характера пород и изменяется в пределах от 0,65 до 0,85 и иногда достигает 1,0.

Важнейшим условием достижения высокой производительности многоковшевых экскаваторов является непрерывность подачи порожняка под погрузку, т. е. четкая организация движения поездов по заранее разработанному графику с наиболее полным учетом всех условий, в которых ведутся горные работы.

Средняя теоретическая и эффективная часовая производительность для экскаваторов различных типов приведена в табл. 35.

Таблица 35

Средняя теоретическая и эффективная производительность многоковшевых экскаваторов

Типы экскаваторов	Емкость черпаков, л	Число опорожнений, в минуту	Теоретическая производительность, м ³ /час	Эффективная производительность, м ³ /час
Однопортальный.	400	25	150	125
»	1400	20	168	83
»	300	20	360	294
Двухпортальный.	250	22	380	175
»	300	22	402	254
»	350	19	396	319
»	350	21	442	231
»	400	20	480	420
»	500	18	540	418
»	500	26	780	650

В заключение следует отметить, что производительность многоковшевых экскаваторов кроме перечисленных выше факторов весьма в значительной степени зависит от климатических условий района, где ведутся горные работы. При выборе того или иного вида оборудования и в особенности экскаваторов, эти условия очень часто имеют решающее значение.

РАЗДЕЛ III

ТРАНСПОРТ

ВИДЫ РУДНИЧНОГО ТРАНСПОРТА

На открытых горных работах вследствие необходимости одновременного ведения вскрышных и добычных работ приходится транспортировать по крайней мере в 2—3 раза большее количество горной массы по сравнению с подземными работами при одной и той же годовой добыче, установленной по полезному ископаемому. В связи с этим вопросы рудничного транспорта на открытых горных работах приобретают первостепенное значение, так как от правильного решения их в значительной мере зависит успешность выполнения установленных производственных планов вскрыши и добычи.

В практике открытых разработок применяется два основных вида транспорта: рельсовый и безрельсовый.

Рельсовый транспорт, в зависимости от устройства применяемых тяговых двигателей, в свою очередь, подразделяется на три типа:

1) транспорт стационарными двигателями, к которому относятся: а) откатка головными и хвостовым канатами, и б) откатка бесконечным канатом или цепью;

2) транспорт подвижными двигателями или локомотивами, к которому относятся: а) паровозный, б) тепловозный и в) электровозный;

3) транспорт моторизованными откаточными сосудами, который подразделяется на: а) транспорт индивидуальными моторизованными вагонами с дистанционным управлением, и б) транспорт моторизованными поездами типа Дифференциал.

Безрельсовый транспорт в зависимости от конструкции применяемого оборудования подразделяется на два типа:

1) моторный безрельсовый, к которому относятся: а) транспорт грузовыми автомобилями специальных конструкций, б) транспорт седельными тягачами с седельными прицепами и в) транспорт гусеничными тракторами с буксирными прицепами;

2) конвейерный транспорт, преимущественно с помощью ленточных конвейеров.

ТРАНСПОРТ ПО РЕЛЬСОВЫМ ПУТЯМ

§ 1. Стандарты колеи. Достоинства и условия применения локомотивного транспорта

Из всех видов транспорта на рудниках Союза наибольшее распространение имеет локомотивный транспорт по рельсовым путям широкой или узкой колеи, преимущественно с помощью паровозов, электровозов и мотовозов.

Ш и р и к о й к о л е и считается расстояние между внутренними гранями головок рельсов. **Ш и р о к о й** или **н о р м а л ь н о й** называется колея, принятая на государственных железных дорогах. В СССР нормальная колея принята в 1524 мм (5 футов). Колея меньше 1524 мм называется **у з к о й**.

На открытых горных работах Союза, кроме нормальной колеи, приняты два стандарта узкой колеи: 750 и 1000 мм.

Выбор того или иного стандарта колеи в каждом случае разработки определяется тремя главнейшими факторами, а именно: 1) масштабом работ, 2) типом и мощностью экскаваторов или других погрузочных механизмов и 3) размерами рудного тела в плане или размерами карьера, ограничивающими укладку путей с определенными радиусами закруглений.

Важнейшие достоинства транспорта по рельсовым путям следующие:

1) возможность пользоваться любым видом энергии для приведения в действие тяговых двигателей (пар, электричество, двигатели внутреннего сгорания);

2) небольшое сопротивление движению откаточных сосудов по рельсовому пути, благодаря чему расход энергии на единицу транспортируемого груза весьма незначителен;

3) высокая прочность и сравнительно большой срок службы откаточных сосудов, вследствие чего расходы по ремонту, содержанию и амортизации их невелики;

4) возможность транспортировать грузы как одиночными вагонами, так и поездами большой емкости, позволяющими развить высокую производительность грузоперевозок;

5) расстояния транспорта практически ничем не ограничены;

6) длительный срок службы локомотивов и постоянных откаточных путей, благодаря чему расходы по ремонту и содержанию их сравнительно невысоки;

7) наибольшая надежность работы подвижного состава в любое время года и в любых климатических условиях по сравнению с другими видами транспорта.

Благодаря этим достоинствам транспорт по рельсовым путям нормальной или узкой колеи практически применяется при любых условиях разработки большого и малого масштабов и в этом отношении является универсальным.

Однако наряду с этими достоинствами рельсовый транспорт имеет и весьма существенные недостатки, к числу которых относятся:

1) Необходимость иметь достаточно разветвленную сеть дорож- стоящих рельсовых путей в карьере и на поверхности.

2) Сравнительно небольшая и в большинстве случаев ограничен- ная предельная в 2,0—2,5% и реже допускаемая до 4% величина уклонов рельсовых путей в грузовом направлении; чтобы выдержать нормальные, приемлемые уклоны путей при заездах в карьер, тре- буется большая длина их, а следовательно, и большой объем земля- ных работ при профилировании земляного полотна.

3) Ограниченность допускаемых радиусов закруглений при по- воротах путей в желательном направлении, обусловленная размерами жесткой базы локомотива и ширины колеи; обычно для нормальной ра- боты они должны быть достаточно большими. Так, например, при колее в 750 мм минимальный радиус закруглений обычно допускается не менее 50 м, как исключение, 35—40 м; при нормальной колее мини- мальный радиус закруглений обычно составляет 120 м и редко 100 м. Большие радиусы закруглений для доступа на определенную глу- бину карьера требуют значительного расширения последнего за счет прирезки пустых пород, вызывая тем самым увеличение объема вскрышных работ, в противном случае под путями приходится остав- лять незавлеченным значительное количество полезного ископаемого.

4) Затрата иногда очень большого количества средств и времени, на передвижку путей в экскаваторных забоях и на отвалах при- водит к довольно большим простоям экскаваторов.

5) В случае аварии с подвижным составом на главных откаточ- ных путях парализуется работа целых участков, а иногда остано- вляется работа всего рудника.

6) При большой глубине разработки длина тупиковых площадок укорачивается, а следовательно, уменьшается длина и вес поезда. тогда как количество маневров возрастает, что в конечном счете приводит к значительному снижению пропускной способности пу- тей и к понижению производительности транспорта.

Несмотря на эти недостатки рельсовый транспорт на рудниках Союза попрежнему является преобладающим, тогда как на загра- ничных рудниках, главным образом в США, он во многих случаях либо полностью заменяется моторным безрельсовым, либо приме- няется в комбинации с другими видами транспорта.

§ 2. Устройство рельсовых путей на главных заездах в карьеры, в забоях и на отвалах

Во всяком железнодорожном пути различают верхнее и нижнее строения. К верхнему строению относятся: рельсы, шпалы, рельсовые крепления, балласт, стрелочные переводы, глухие пересечения и тупиковые упоры.

К нижнему строению относится земляное полотно (насыпь, выемка) и искусственные сооружения, возводимые взамен земляного полотна: мосты, трубы, путепроводы и переезды.

1. Земляное полотно

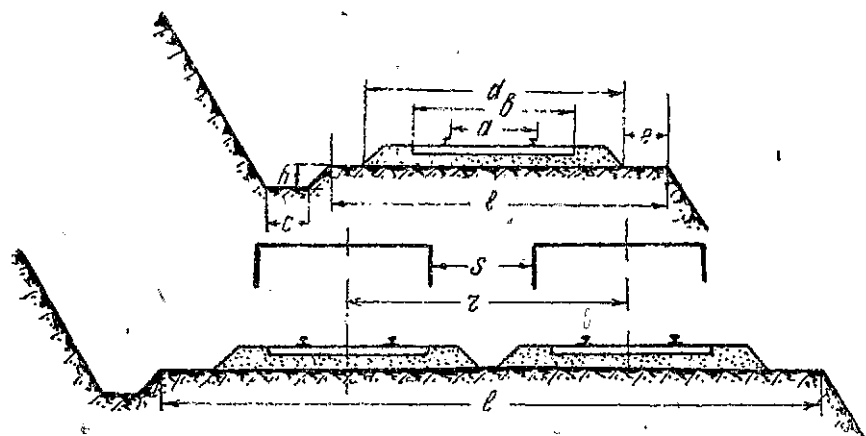
На главных заездах в карьеры земляным полотном служит по- дошва вытяжной траншеи и транспортные бермы уступов. В экскава-

торных забоях роль земляного полотна выполняют рабочие площадки уступов, а на отвалах — отвальные бермы.

Ширина земляного полотна поверху l (фиг. 193) зависит от ширины колеи, количества путей, толщины балластного слоя и ширины площадок вдоль бровки полотна.

Размер колеи a требует определенной длины шпал b , влияющей на ширину полотна поверху l . Для нормальной колеи шпалы берутся длиной 2,5—2,7 м; для колеи шириною в 1000 мм 2,0—2,2 м и для колеи в 750 мм — 1,5 м.

Толщина балластного слоя определяется его материалом: при щебеночном балласте она делается меньше, а при песчаном — больше; в соответствии с этим изменяется и ширина полотна по балластному слою d .



Фиг. 193. Устройство рельсовых путей на одно- и двухпутных участках.

Обочины или площадки вдоль бровки должны иметь ширину e , достаточную для обслуживания и ремонта пути, но не менее 0,4 м.

На двухпутных участках ширина земляного полотна поверху устанавливается в зависимости от расстояния между осями путей r в соответствии с габаритами подвижного состава, причем расстояние z между наиболее сильно выступающими частями подвижного состава должно быть не менее 0,6 м.

В вытяжных траншеях и на уступах по линии сопряжения откосов траншей или уступа с их подошвой делаются канавы-кюветы для отвода воды с продольным уклоном не менее 0,002. На государственных железных дорогах нормальная глубина кювета $h = 0,6$ м при ширине по дну $c = 0,4$ м. В рудничных условиях глубину кюветов очень часто уменьшают до 0,3—0,4 м, а ширину по дну до 0,3 м.

2. Рельсы

На рудничных путях, так же как и на железных дорогах НКПС, применяются виньольевские широкоподошвенные стальные рельсы различных размеров, т. е. различного веса.

Тип рельсов рудничных путей выбирается в соответствии с шириной колеи, максимальным весом подвижного состава и интенсивностью движения.

В СССР для путей нормальной и узкой колеи изготовляют рельсы следующих типов (табл. 36).

Таблица 36

Типы рельсов для узкой и нормальной колеи

Тип рельсов	Вес 1 пог. м рельса, кг	Высота рельса, мм	Колея	Тяга
Легкие рудничные . .	11,20 14,72 18,06 24,04	80,5 91,0 90,0 107,0	Узкая » » »	Ручная, Конная и лег- кими локомо- тивами
Нормальные { IVa	30,89	120,5	Широкая и узкая	Локомотивами средн. веса
III	33,48	128,0		
II	38,42	135,0		
I	43,57	140,0	»	Тяжелыми локомотивами
Новые типы { P=40	39,94	—	»	
{ P=44	44,03	—	»	

Длина рельсов, установленная в СССР с 1924 года, следующая: а) для легких рельсов, весом меньше 30 кг/м, — 10 м; б) для средних, весом 30—37 кг/м, — 10 и 12,5 м и в) для тяжелых, весом от 37 кг/м и выше, — 10, 12,5 и 15 м. Длина рудничных рельсов — 6—8 м.

Срок службы рельсов зависит от износа, повреждения или несоответствия типам локомотивов. В зависимости от тоннажа грунто груза, прошедшего по пути, рельсы истираются и прочность их уменьшается. Считается, что каждые 10 млн. т грунто груза, прошедшего по рельсу, уменьшают его высоту примерно на 1 мм. Следовательно, если средний износ рельсов принять в 5,6 мм, то через них может быть пропущено 58—60 млн. т грунто груза. Зная годовой грузооборот участка, легко определить примерный срок службы рельсов.

В рудничных условиях, в особенности на забойных и отвальных путях, рельсы чаще всего выходят из строя вследствие так называемого неравномерного износа, вызываемого непрерывными передвижками путей. При частых передвижках обычно имеют место плохая подбивка шпал и неудовлетворительное состояние стыковых креплений, приводящих к крутым изгибам, образованию трещин, выкрашиванию головки или подошвы и т. п.

3. Шпалы

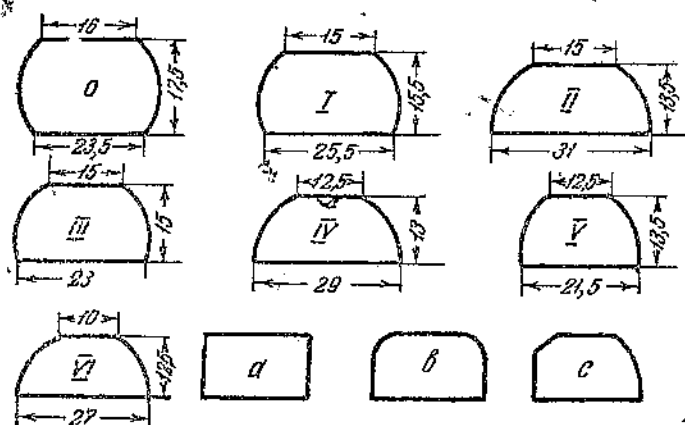
Основное назначение шпал заключается в том, чтобы: 1) связывать обе рельсовые нити, сохраняя таким образом постоянство ширины колеи, и 2) передавать давление, воспринимаемое от рельсов и колес подвижного состава, на балласт.

Шпалы бывают металлические, железобетонные и деревянные, причем наибольшее применение имеют последние. Деревянные шпалы изготовляются из сосны, ели, дуба, лиственницы, бука и некоторых других пород леса.

Деревянные шпалы представляют собой отрезки ствола дерева (тюльки) с двумя параллельно опиленным или отесанными гранями. Верхняя и нижняя грани шпалы называются *постелями*.

В зависимости от способа изготовления шпалы подразделяются на: 1) *пластинные*, получаемые из половины шпальной тюльки, распиленной вдоль, и 2) *брусковые*, получаемые из целых тюлек путем опиловки или отески их с двух противоположных сторон или с четырех.

В СССР для путей нормальной колеи изготавливается семь стандартных типов шпал с 0 по VI (фиг. 194), причем шпалы 0, I, II, III, IV, V типов применяются как на железных дорогах НКПС, так и в



Фиг. 194. Стандартные типы деревянных шпал.

промышленном транспорте, а шпалы VI типа употребляются исключительно в промышленности. Шпалы 0, I, III и V типов изготавливаются как брусковые, а шпалы типов II, IV и VI — как пластинные.

Кроме этих основных типов, допускаются в укладку шпалы четырехкантные чистообрезные (фиг. 194, а) и с обливинами (фиг. 194, б) при условии, если размеры их не меньше соответствующих размеров основных типов шпал. Допускаются также шпалы с несимметричными боковыми сторонами (фиг. 194, в) при условии смещения центра верхней постели по отношению к центру нижней постели не более 3 см.

Шпалы 0, I и II типов изготавливаются длиной 2,7 м; III и IV типов — 2,5 и 2,7 м; V и VI — 2,5 м.

Шпалы для рельсовых путей узкой колеи имеют также те же формы, но с поперечным сечением несколько меньших размеров. Длина шпал для колеи 1000 мм принимается в 2,0 и 2,2 м, а для колеи 750 мм — 1,5 м.

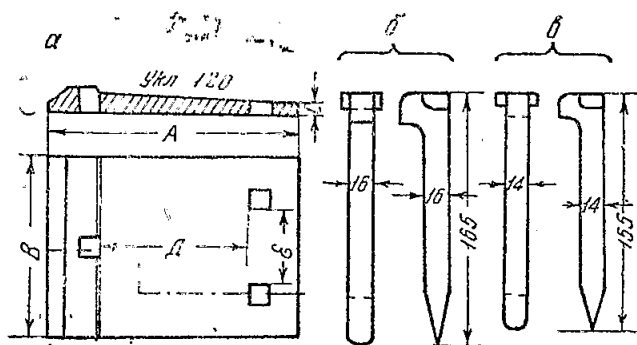
4. Рельсовые скрепления

Рельсы укрепляются к шпалам посредством костылей и режее — с помощью шурупов.

Для предохранения шпал от чрезмерно быстрого износа в месте соприкосновения их с подошвой рельса, между шпалой и рельсом укла-

дываются металлические подкладки, которые изготавливаются в СССР из литой стали.

Простейшая форма подкладок — это плоская гладкая пластинка с двумя или тремя отверстиями для костылей или шурупов. Ввиду того что рельсы укладываются с наклоном около $\frac{1}{20}$ внутрь пути при плоских подкладках приходится производить зарубку шпал. Во избежание этого поперечному сечению подкладок придается



Фиг. 195. Подкладка и костыли.

клинообразная форма, соответственно наклону рельса. Стандартная форма таких подкладок показана на фиг. 195, а, а размеры их, обозначенные на фигуре буквами *A*, *B*, *C*, *D* и *E*, приведены в табл. 37.

Таблица 37

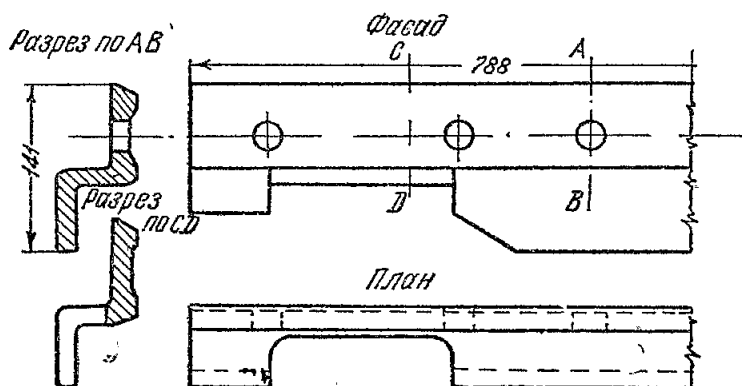
Размеры подкладок и костылей

Тип рельсов или высота, мм	Размеры костылей			Размеры подкладок, мм						
	тол- щина, мм	дли- на, мм	вес, г	A	B	C	D	E	вес; кг	
Легкие руднич- ные	65—75	10×10	90	72	120	100	8	—	—	—
	80	11×11	100	99	130	100	10	—	—	—
	90—91	12×12	110	130	130	100	10	—	—	—
Нор- маль- ные	IVa	14×14	155	287	164	150	9	98	60	2,58
	IIIa	16×16	165	375	178	150	10	108	60	3,06
	IIa	16×16	165	375	194	150	10	112	60	3,40
	Ia	16×16	165	375	209	150	10	123	60	3,72

Стандартные формы и размеры костылей для путей нормальной колеи показаны на фиг. 195, б и в, причем костыли сечением 14×14 предназначаются для рельсов типа IVa, а сечением 16×16 — для рельсов типов IIIa, IIa и Ia. Костыли для узкоколейных путей имеют такую же форму, но значительно меньшие размеры, а следовательно, и меньший вес. Размеры и вес костылей для путей нормальной и узкой колеи также приведены в табл. 37.

На стыках концы рельсов соединяются между собой с помощью накладок, перекрывающих стык. Легкие рудничные рельсы обычно соединяются на стыках с помощью плоских накладок. На путях нормальной колеи применяются так называемые фартуковые накладки (фиг. 196) с шестью отверстиями для болтов.

Для существующих типов рельсов установлено три стандарта фартуковых накладок, отличающихся друг от друга размерами и ве-

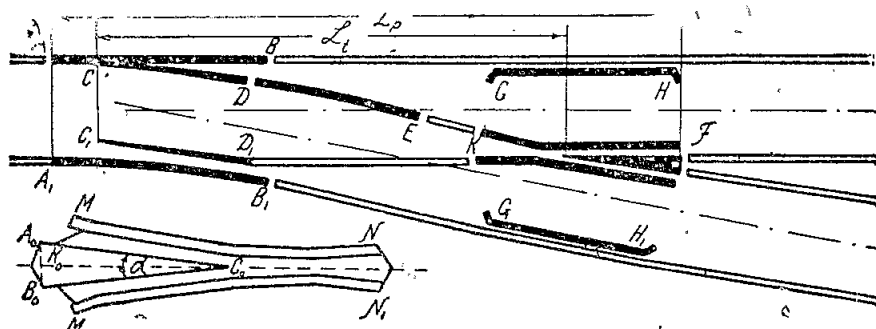


Фиг. 196. Фартуковая накладка.

сом. Так, для рельсов типа Ia и IIa, приняты накладки весом в 16,92 кг, для рельсов типа IIIa — 14,11 кг, для рельсов типа IVa — 10,18 кг.

5. Стрелочные переводы

Стрелочный перевод является устройством, которое позволяет подвижному составу беспрепятственно переходить с одного пути на



Фиг. 197. Схема одиночного стрелочного перевода.

другой. На рудничных путях чаще всего применяются так называемые одиночные, или обыкновенные, стрелочные переводы.

Главными составными частями одиночного стрелочного перевода (фиг. 197) являются: 1) рамные рельсы AB и A₁B₁; 2) перья, или острия CD и C₁D₁; 3) крестовина KF; 4) сопрягающая кривая DE;

5) контррельсы GH и G_1H_1 , и 6) переводный механизм, с помощью которого тот или иной из остриев прижимается к соответствующему рамному рельсу. Для более плавного и правильного прохода состава, а также для наиболее правильного устройства стыков крестовины с примыкающими рельсами перед крестовиной помещают прямую вставку EK длиной 2—4 м.

Часть перевода, состоящая из рамных рельсов, остриев и переводного механизма называется стрелкой, однако в практике это понятие очень часто распространяется и на весь стрелочный перевод.

Крестовина, показанная на фиг. 197 отдельно, состоит из сердечника $A_0B_0C_0$ и двух усовых рельсов MN и M_1N_1 . Точка C_0 , где пересекаются рабочие канты сердечника A_0C_0 и B_0C_0 , называется математическим центром крестовины. Угол крестовины α обычно определяется отношением ширины сердечника A_0B_0 к длине K_0C_0 . Это отношение называется коэффициентом или маркой крестовины и равно $2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$. Ввиду того что углы стрелоч-

ных крестовин невелики, это отношение принимают приблизительно равным $\operatorname{tg} \alpha$. Узкая часть крестовины от центра сердечника C_0 до концов N и N_1 называется горлом или головной частью крестовины, а широкая часть — хвостом или корнем крестовины.

Расстояние L_1 (фиг. 197) от острия пера до математического центра крестовины называется теоретической длиной перевода, а расстояние L_2 от конца выступа рамного рельса до конца хвоста крестовины — действительной или практической длиной перевода.

На планах открытых горных работ рельсовые пути и стрелочные переводы изображаются одиночными линиями, обозначающими оси наносимых путей (фиг. 198, I). Точка O , пересечения разветвляющихся путей, называется центром перевода. Положение этой точки на плане определяет положение остальных элементов стрелочного перевода.

Обозначим через s — ширину колеи, m ; n — марку крестовины, равную $2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$; k — длину крестовины от математического центра до ее корня, m ; q — длину пригоночных рельсов, m ; t — расстояние от стыка рамных рельсов до начала остриев, m ; L_1 — теоретическую длину перевода, m .

Тогда будем иметь:

1. Расстояние от центра перевода до математического центра крестовины:

$$c = OD = \frac{DC}{\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} = \frac{s}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} = \frac{s}{n}.$$

2. Расстояние от центра перевода до корня крестовины:

$$b = OE = c + k = \frac{s}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}} + k.$$

3. Расстояние от центра перевода до конца пригоночных рельсов, если аковые необходимы:

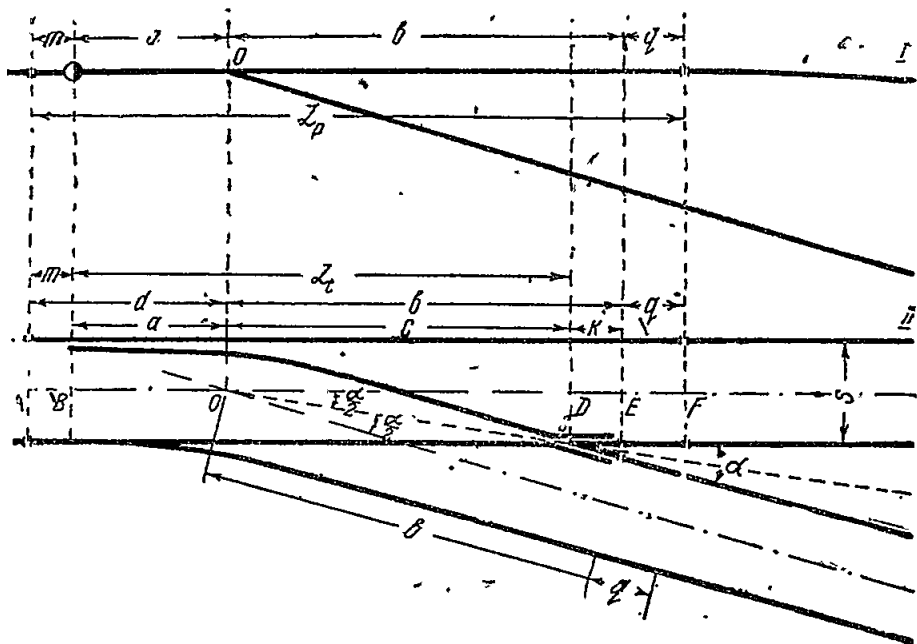
$$OF = b + q,$$

где q — длина пригоночных рельсов, м. Если $q = 0$, то

$$OF = OE = b.$$

4. Расстояние от центра перевода до начала острых стрелки:

$$\ddot{a} = OB = L_t - c = L_t - \frac{s}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}},$$



фиг. 198. Изображение путей и стрелочных переводов на планах.

5. Расстояние от центра перевода до начала рамных рельсов:

$$d = OA = a + m = L_t - \frac{s}{n} + m.$$

6. Полная длина перевода:

$$L_p = L_t + m + k + q \quad \text{или} \quad L_p = m + a + b + q,$$

а при отсутствии пригоночных рельсов, т. е. при $q = 0$,

$$L_p = m + a + b.$$

В табл. 38 приведены основные размеры стрелочных переводов нормальной и узкой колеи, пользуясь которыми можно построить на плане необходимое разветвление карьерных или отвалных путей.

Основные размеры стрелочных переводов нормальной и узкой колеи

Марка крестовины	Угол крестовины, α	Действит. длина перевода по основному пути, м	L_p	Расчетная длина перевода по основному пути, м	L_l	Расстояние от центра перевода до начала острогов, м		Расстояние от центра перевода до конца крестовины, м	Расстояние от начала рельсов до начала острогов, м		Длина пригоночных рельсов (длина хвоста), м	Тип рельсов
						a	b		m	q		
Колея 1524 мм												
I/11	5°11'40"	32,028		26,822		40,024		49,098		2,904		Ia
I/9	6 20 25	28,237		25,704		41,943		45,408		0,883		Ia
I/11	5 11 40	31,514		28,785		41,987		48,688		0,835		IIa
I/9	6 20 25	27,512		25,123		41,365		45,308		0,835		IIa
I/11	5 11 40	30,931		28,306		41,508		48,508		0,941		IIIa
I/9	6 20 25	27,270		24,842		41,084		45,509		0,673		IVa
Колея 1000 мм												
I/5	11°18'35"	11,254		9,524		4,474		5,050		0,580		h=90 мм
I/6	9 27 45	12,491		10,767		4,726		6,041		0,580		h=90 »
I/7	8 7 50	13,838		11,973		4,938		7,085		0,580		h=90 »
I/8	7 7 30	16,841		14,491		6,460		8,031		0,800		h=90 »
I/9	6 20 25	18,260		15,628		6,600		9,028		0,800		IIIa, IVa
I/10	5 42 40	21,909		19,224		9,200		40,024		0,835		IIIa, IVa
I/11	5 11 40	22,816		20,226		9,203		41,029		0,835		IIIa, IVa
Колея 750 мм												
I/4	14° 2' 10"	7,877		6,467		3,425		3,042		0,510		—
I/5	11 48 35	9,208		7,710		3,923		3,787		0,510		—
I/6	9 27 45	10,130		8,517		3,986		4,531		0,510		h=80 мм
I/7	8 7 50	11,274		9,414		4,138		5,276		0,580		h=90 »
I/8	7 7 30	11,890		10,003		4,979		6,024		0,580		h=90 »
I/9	6 20 25	14,497		12,085		5,314		6,771		0,580		h=91 »
I/10	5 42 40	15,337		12,812		5,295		7,517		0,800		h=91 »

Примечание. В табл. 38 действительная длина переводов нормальной колеи соответствует равенству: $L_p = a + b + m$, т. е. $q=0$, а для стрелочных переводов колеи 1000 и 750 мм эта величина соответствует равенству: $L_p = a + b + m + q$.

6. Балласт

Основное назначение балласта:

1) воспринимать вертикальное давление от шпал при проходе подвижного состава и равномерно распределять это давление на земляное полотно;

2) смягчать удары подвижного состава о рельсы;

3) связывать в одно целое рельсы и шпалы, обеспечивая устойчивость пути против боковых и продольных перемещений;

4) регулировать продольный и поперечный профили пути в соответствии с установленными уклонами;

5) отводить атмосферную воду от рельсов и шпал, не задерживая ее в себе.

Хороший балласт должен удовлетворять следующим требованиям:

1) быть достаточно упругим, чтобы смягчать удары подвижного состава о рельсы;

2) не разрушаться от ударов при подбойке;

3) состоять по возможности из частиц с острыми углами, так как такой балласт лучше сопротивляется перемещениям пути и лучше подбивается;

4) не размокать и не разрушаться после некоторого лежания на воздухе;

5) быть водонепроницаемым.

Всем этим требованиям вполне удовлетворяет щебень из крепких горных пород или дробленый гравий, являющийся лучшим балластом.

При отсутствии щебня в качестве балласта употребляется песок с зернами размером от 0,5 до 2,0 мм и крупнее, а также мелкий гравий, шлак из-под котлов и др. подобные им материалы.

§ 3. Вагоны

Вагоны для открытых горных работ должны удовлетворять следующим требованиям:

1) обладать высокой прочностью, достаточно большой емкостью и возможно наименьшим мертвым весом;

2) допускать быструю разгрузку;

3) иметь небольшое сопротивление движению и обладать способностью прохождения по кривым малых радиусов;

4) быть устойчивыми как при движении, так и в моменты погрузки и разгрузки.

На наших рудниках наибольшее распространение получили три типа вагонов:

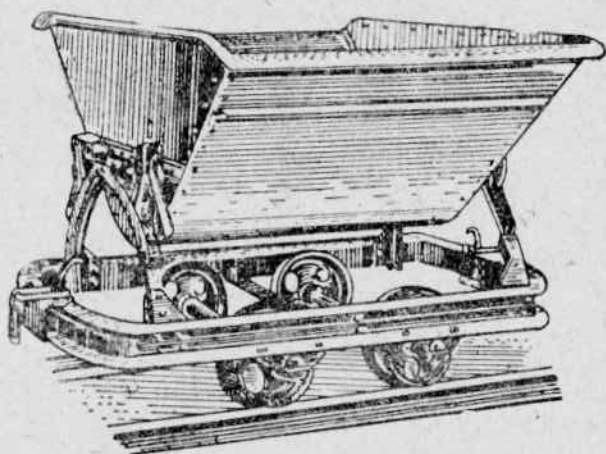
1) копчелевские, употребляемые при ручной погрузке, а также при погрузке небольшими экскаваторами и подземными погрузочными машинами. Они строятся исключительно для узкой колеи и применяются при малых масштабах работ;

2) думпкары, применяемые исключительно при экскаваторной погрузке; эти вагоны строятся для нормальной и узкой колеи;

3) гондолы, применяемые исключительно при экскаваторной погрузке; эти вагоны строятся только для нормальной колеи.

1. Коппелевские вагоны

1. Коппелевские вагоны (фиг. 199) для открытых горных работ строятся емкостью от 0,75 до 2,0 м³. Кузов вагона имеет полуовальную или параболическую форму. К торцевым стенкам кузова прикреплены планки, посредством которых кузов посажен свободно на опоры, имеющие также полуовальную или параболическую форму. Опоры прочно укреплены к раме вагонетки, сделанной из швеллерного железа.



Фиг. 199. Коппелевская вагонетка.

Рама вагона установлена на два колесных полуската. Подшипники (буксы) делаются простыми, шариковыми и роликовыми. При разгрузке кузов может опрокидываться вручную на любую сторону, а после разгрузки устанавливается в нормальное положение и закрепляется в нем различными запирающими крюками или штырями.

Основные размеры коппелевских вагонов приведены в табл. 39.

2. Думпкары

Опрокидные вагоны типа Вестери, или думпкары, строятся емкостью от 2,5 до 50 м³. В зависимости от емкости кузова эти вагоны изготавливаются с ручным и механическим опрокидыванием. Вагоны с ручным опрокидыванием строятся емкостью от 2,5 до 8 м³.

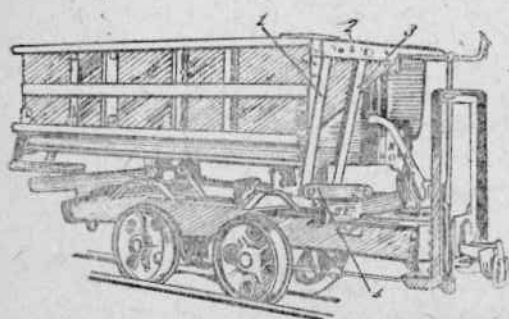
На фиг. 200 показан в нормальном и опрокинутом положении вагон типа Вестери емкостью 2,5 м³. Опрокидывание производится вручную двумя рабочими.

При разгрузке вагона дно кузова наклоняется под углом 40—45° к горизонту, а боковая стенка приподымается. Подъем боковой стенки в момент опрокидывания кузова осуществляется посредством по-

Основные размеры копейцевских вагонов для колеи 600 и 750 мм

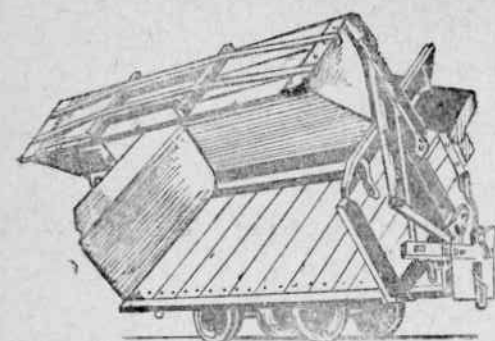
Ширина колеи, мм	Емкость кузова, м³	Размеры, мм					Расстоя- ние между осями, мм	Вес, кг	
		вагона			кузова			обычно- венный	тормоз- ной
		длина по раме	ширина наиболь- шая	высота над головой рельса	длина	глуби- на			
600	0,75	1860	1470	1190	1250	710	550	390	—
600	1,00	2050	1500	1275	1445	760	650	540	640
600	1,25	2100	1700	1420	1450	885	750	—	—
600	1,50	2350	1950	1460	1510	890	800	620	720
600	2,00	3170	1940	1550	2000	890	850	—	—
750	0,75	1860	1470	1250	1250	710	550	500	580
750	1,00	2050	1500	1315	1445	760	650	590	690
750	1,25	2100	1700	1550	1450	885	750	—	—
750	1,50	2350	1950	1570	1510	890	800	700	800
750	2,00	3170	1940	1660	2000	890	—	—	—

нудительного механизма, состоящего из рычагов 1, 2, 3, 4. Кузов вагона делается деревянным или металлическим.



Главный недостаток деревянных вагонов в том, что они слабы по конструкции и слишком малы для экскаваторной погрузки, в особенности когда емкость ковша превышает 1,0—1,5 м³.

С другой стороны, они обладают небольшим весом и легко опрокидываются вручную. Эти достоинства иногда вынуждают применять их даже там, где по масштабам работ желательно было бы пользоваться вагонами большей емкости. Так, например, на одном из уральских карьеров вскрышные породы настолько сильно оталькованы, что отвалы их почти непрерывно оползают, вследствие чего высоту их приходится допускать не более 2,0 м. Однако и при этой высоте вагоны большей емкости оказываются слишком тяжелыми, и берма отвала, в особенности после оползает вместе с путями и



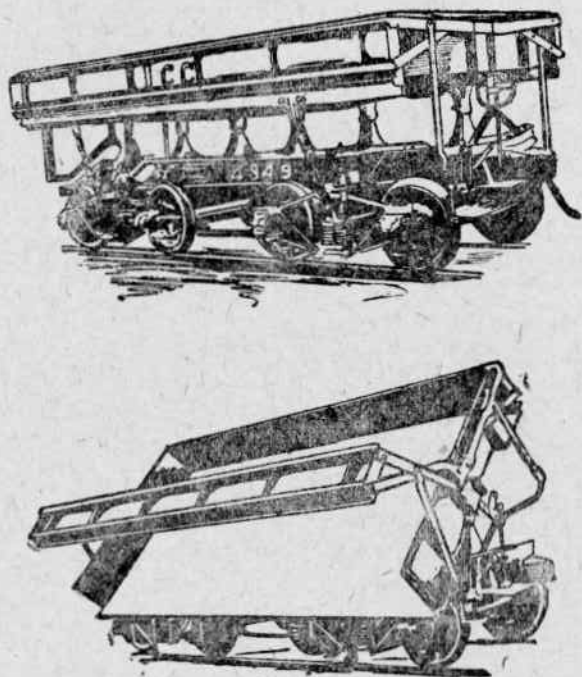
Фиг. 200. Опрокидной вагон емкостью 2,5 м³ с ручным опрокидыванием.

дождя или снега, не держится и подвижным составом.

Для ручного опрокидывания изготавливаются вагоны и большей емкости, например в 5 м^3 (фиг. 201). В отличие от описанных выше они строятся четырехосными с металлическим или деревянным кузовом. Подъем борта кузова происходит также посредством рычажного понудительного механизма.

Эксплуатационно-технические характеристики этих вагонов, изготавливавшихся в СССР, приведены в табл. 40.

Думпкары большой емкости для нормальной колеи и для колеи в 1000 мм строятся с механическим опрокидыванием при помощи сжа-



Фиг. 201. Опрокидной вагон емкостью в $5,0 \text{ м}^3$ с ручным опрокидыванием.

того воздуха. В практике применяются большегрузные думпкары двух типов, принципиальное отличие между которыми заключается в устройстве кузова. К первому типу относятся вагоны с подъемными продольными бортами кузова, а ко второму — вагоны с откидными бортами.

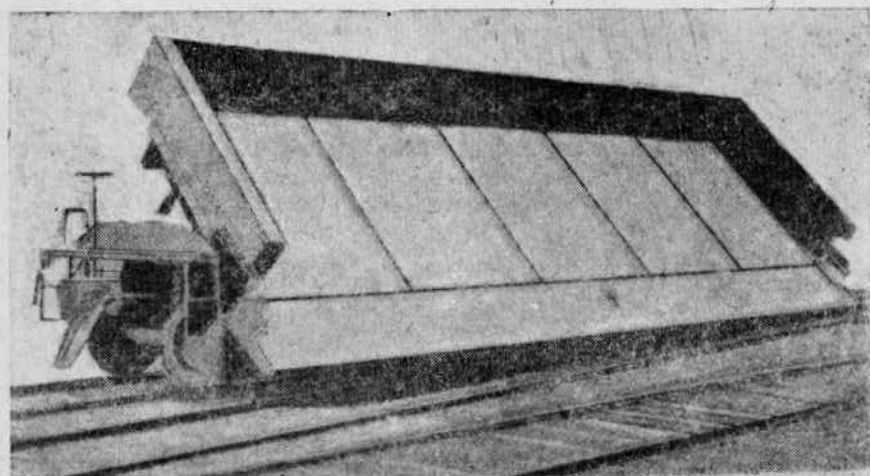
Основной недостаток вагонов первого типа заключается в том, что они при разгрузке чрезвычайно сильно засоряют рельсовые пути. Другой недостаток их состоит в том, что крупные куски породы, налегая один на другой, заклиниваются между бортом и днищем вагона и приводят к авариям или серьезным поломкам вагонов.

Поэтому в последнее время на наших и американских рудниках применяются почти исключительно думпкары второго типа.

**Эксплуатационно-технические характеристики вагонов завода
«Рабочий металлист»**

Наименование показателей	Емкость, м ³	
	2,5	5,0
Общая длина, мм	3850	6000
Ширина габаритная, мм	2000	2000
Высота от головки рельса, мм	1760	1990
Число осей	2	4
База тележки, мм	1220	1100
Расстояние между центрами тележек, мм	—	3000
Диаметр колес, мм	500	500
Вес в порожнем состоянии, кг	2580	5000

Думпкар¹ с откидными бортами в опрокинутом положении показан на фиг. 202, а схема его устройства — на фиг. 203. Он состоит из

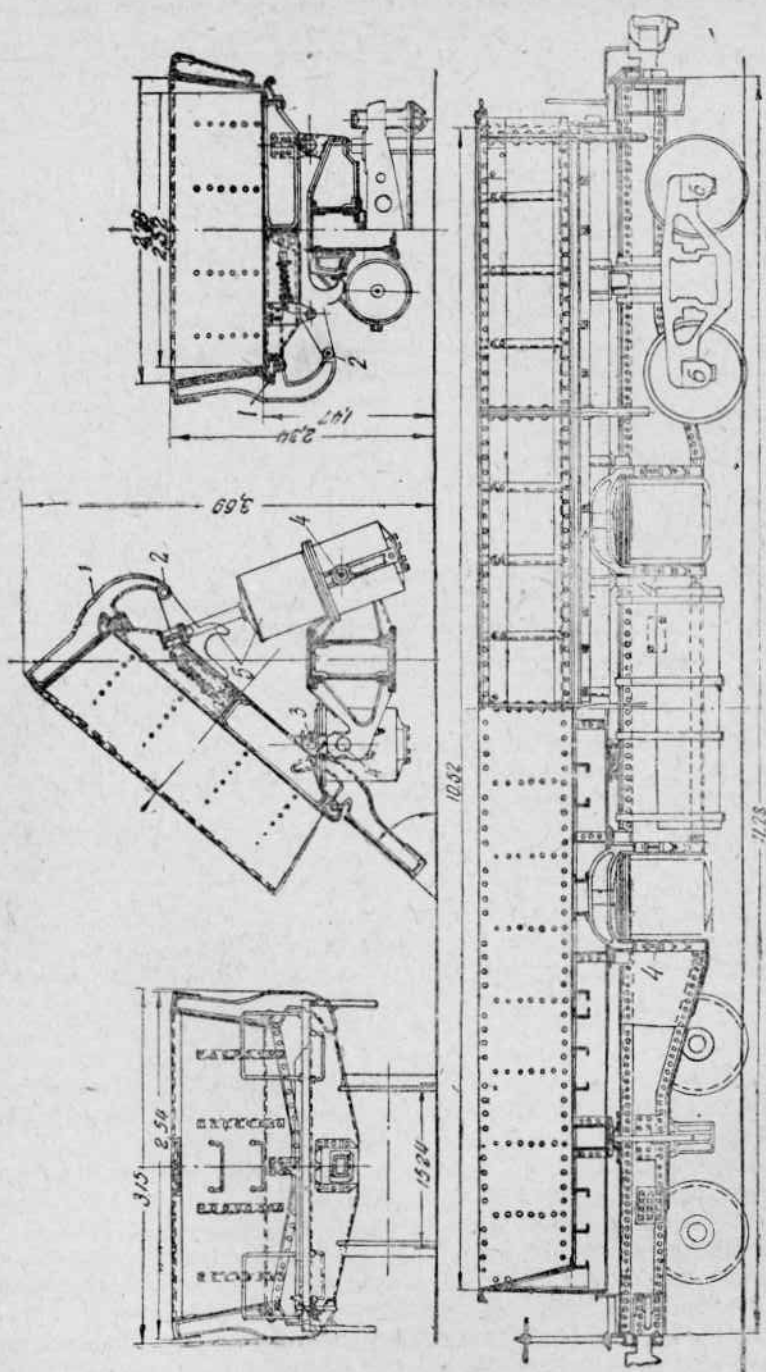


Фиг. 202. Думпкар с откидными бортами в опрокинутом положении.

четырех главных частей: 1) ходового устройства, 2) главной рамы, 3) кузова и 4) пневматического оборудования для опрокидывания и торможения.

Ходовое устройство состоит из двух тележек Даймонда с литыми боковыми рамами. Рессоры из круглой стали, литые, состоящие каждая из двойных, вставленных одна в другую пружин.

Главная рама обычно делается в виде хребтовой балки равного сопротивления, склепанной из двух двутавровых балок больших профилей, связанных между собой по всей длине сверху и снизу листовыми накладками из толстого котельного железа. Рама опирается на тележки с помощью шкворней.



Фиг. 203. Схема устройства думпъра с откидными бортами.

Кузов состоит из днища, двух торцевых и двух боковых бортов. Днище делается двойным из листового железа толщиной до 15 мм. Между верхними и нижними листами помещается слой из дубовых пластин толщиной до 150 мм, благодаря чему днище пружинит и хорошо сопротивляется ударам крупных кусков породы при разгрузке ковша экскаватора.

Торцевые борта укреплены к днищу наглухо, а боковые — на шарнирах рычажного типа. Оси бортовых шарниров 1, которых имеется по 5 с каждой стороны вагона, укреплены в специальных гнездах в днище кузова. При работе необходимо следить, чтобы эти оси смазывались обычной смазкой не реже одного раза в месяц. Дугообразные концы бортовых шарниров при нормальном положении кузова опираются на неподвижные направляющие ролики 2, а в моменты разгрузки на стороне опрокидывания дугообразные концы рычагов скользят по этим роликам. Направляющие ролики и их оси также должны смазываться не реже одного раза в месяц.

В момент опрокидывания кузов поворачивается на опорных валиках 3, которых имеется по 4 на каждой стороне вагона; эти валики нужно смазывать не реже одного раза в три месяца.

Пневматическое оборудование думпкара состоит из воздухопроводов с арматурой и двух или четырех телескопических цилиндров, установленных по одному или по два с каждой стороны вагона на подшипниках 4, позволяющих цилиндрам поворачиваться на некоторый угол в вертикальной плоскости, благодаря чему при разгрузке поршневой шток 5 следует непрерывно за днищем кузова. Внешняя поверхность штока и выдвижного цилиндра должны смазываться густой смазкой не реже одного раза в месяц. Опорные подшипники пневматических цилиндров должны смазываться обычной смазкой не реже одного раза в 3 месяца.

В буксы вагона 6 смазка должна добавляться не реже одного раза в 3 месяца, а разборка букс должна производиться не реже одного раза в год.

Думпкары с откидными бортами, построенные на советских и зарубежных заводах, в конструктивном отношении весьма незначительно отличаются друг от друга, а поэтому содержание и уход за ними почти совершенно одинаковы. Эксплуатационно-технические характеристики советских и зарубежных вагонов, применяющихся на наших рудниках, приведены в табл. 41.

Разгрузка думпкаров может производиться одновременно целыми поездами, группами по несколько вагонов или поодиночке, причем чаще всего применяется последний способ разгрузки. С этой целью на каждом вагоне, на буферных брусках, укреплены по два крана управления, действуя которыми можно разгружать каждый вагон на ту или другую сторону и после опорожнения установить кузов в нормальное положение.

3. Гондолы

Простейшим видом гондолы является обыкновенный полувагон, представляющий собой прямоугольный кузов с плоским днищем, установленный на раму вагона. Боковые стенки кузова очень часто

Эксплуатационно-технические характеристики думпкарсов советских и американских заводов, применяемых на рудниках СССР

Показатели \ Заводы	Сормовский	Завод им. газ. «Правда»	Торецкий	Магор	Магор	Вестерн	Калнинский	Магор
Колея, мм	1524	1524	1524	1524	1524	1524	1000	1000
Емкость геометрич., м ³	15,4	32,3	14,0	23,6	15,3	23,0	14,6	15,4
Грузовая подъемность, т	40	60	20	60—70	40	60—70	30	36
Тара, т	27,2	45	12,5	40	23,6	30,4	—	20
Длина между сцепками, м	12,700	14,500	9,000	11280 (по раме)	10130	12592	8,425	9,250
Ширина габаритная, м	3,130	3,360	3,170	3150	3130	3200	2,510	2,806
Высота от головки рельса, м	2,775	2,600	2,600	2340	2630	2444	2,030	2,019
Высота в положении разгрузки, м	3,500	—	3,150	3690	—	—	3,024	3,124
Диаметр колес, мм	1050	950	950	838	838	850	610	762
Угол опрокидывания кузова	45°	—	40°	50°	50°	50°	45°	45°
База тележки, мм	1905	1800	4000	1670	1680	1676	850	1345
Расст. между шкворн.	5170	9650	вагона	7750	5180	8839	6950	7162
Число осей	4	4	2	4	4	4	4	4
Внутренние размеры кузова	длина мм ширина мм глубина мм	12400 2900 900	6868 2820 2950 800	10270 2650 870	7900 2730 740	10535 2720 800	8270 2510 760	8991 2616 712
Число цилиндров для опрокидывания кузова	2	4	нет	4	2	4	4	4

снабжаются дверцами в целях облегчения ручной погрузки и выгрузки.

На открытых горных работах для транспорта полезных ископаемых от экскаваторов к дробильно-обогастительным фабрикам или непосредственно к потребителям применяются иногда вместо думпкарсов металлические гондолы грузоподъемностью 50—120 т.

Для удешевления и ускорения разгрузки гондолы очень часто строятся с наклонным днищем. В практике применяются саморазгружающиеся гондолы трех типов: 1) с наклонным днищем, у которых наклон дна образуется при выгрузке автоматически, 2) с днищем, наклонные плоскости которого устанавливаются или убираются перед погрузкой, в зависимости от рода груза, и 3) с неподвижным седлообразным дном.

На железных дорогах СССР, а также и на открытых горных работах наиболее распространенными являются гондолы первого типа, т. е. гондолы, у которых наклон днища образуется при выгрузке автоматически. Днище такой гондолы грузоподъемностью 50—60 т состоит из 16 отдельных секций, которые, опускаясь, образуют седло вдоль вагона, чем и обеспечивается полное опорожнение его.

На дробильно-обогащительных фабриках гондолы иногда разгружаются с помощью специальных вагоноопрокидывателей, так как разгрузка обычным способом требует сравнительно много времени, а при крупнокусковых рудах становится нередко совсем невозможной вследствие ограниченных размеров выходных отверстий.

Наши гондолы грузоподъемностью в 60 т имеют следующую характеристику:

Ширина колеи, мм	4524	Высота над голов-	
Количество осей, шт.	4	кой рельса, мм	3050
Грузоподъемность, т	60	База вагона, мм	8315
Тара, т	49	База тележки, мм	4900
Общая длина с буфер-		Полный объем	
рами, мм	13250	кузова, м ³	65—68

Важнейшим достоинством гондол является то, что они имеют значительно меньший коэффициент тары по сравнению с думпками. Так, например, для думпков этот коэффициент, т. е. отношение мертвого веса вагона к полезной нагрузке, колеблется в пределах 45—68%, тогда как для гондол он составляет всего лишь 30—33%, т. е. примерно в 1,5—2,0 раза меньше. При транспорте полезных ископаемых на большие расстояния это достоинство гондол имеет особо важное, а иногда решающее значение.

§ 4. Локомотивы

На открытых горных работах применяются локомотивы трех типов: паровозы, электровозы и мотовозы. На наших рудниках как при ширококолейном, так и при узкоколейном транспорте наибольшее распространение имеют паровозы, второе место занимают электровозы и третье — мотовозы, причем последние применяются почти исключительно при узкоколейном транспорте.

1. Паровозы

Всякий паровоз (фиг. 204) состоит из трех главных частей: 1) парового котла, 2) паровой машины и 3) экипажной части.

Паровой котел, в свою очередь, состоит из трех основных частей: топки 1, цилиндрической части 2 и дымовой коробки 3. При сгорании топлива на колосниковой решетке 4 горячие газы проходят через дымогарные или жаровые трубы 5 к дымовой коробке 3, благодаря чему тепловая энергия передается массе воды, заключенной в замкнутом пространстве котла. Стенки топки и дымогарных трубок, омываемые с одной стороны горячими газами, а с другой — водой, составляют поверхность нагрева котла.

Пар, образующийся в результате нагрева воды, собирается в весьма ограниченном, так называемом, паровом пространстве котла 6.

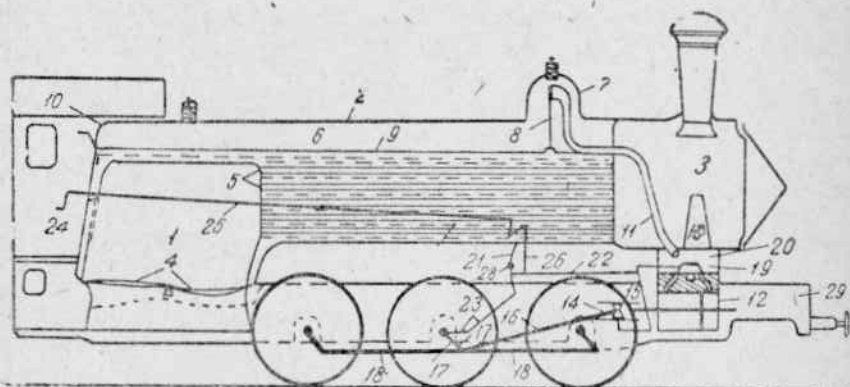
На котле устанавливается колпак 7, который служит сборником наиболее сухого пара и называется сухопарником. В сухопарнике помещается регулятор 8, соединенный тягой 9 с руко-

яткой 10, посредством которой машинист регулирует поступление пара по паропроводным трубам 11 к цилиндрам паровых машин 12.

Отработанный пар из паровых цилиндров выпускается в трубу для усиления тяги через специально устроенный конус 13, установленный в дымовой коробке. Для усиления тяги воздуха, в то время когда паровые цилиндры не работают, например при остановках или при движении под уклон, пользуются сифоном, который также помещается в дымовой коробке и представляет собой кольцеобразную трубку с просверленными в верхней ее части маленькими отверстиями.

Паровая машина состоит из цилиндров 12, укрепленных симметрично (компаунд) по обеим сторонам рамы паровоза.

Поршневые штоки цилиндров соединяются с крейцкопфами 14, которые движутся в особых направляющих 15, называемых параллелями. Поршневой шток и крейцкопф имеют поступательно-возвратное движение, которое с помощью шатуна 16 и кривошипа 17, приводит во вращение колеса.



Фиг. 204. Схема устройства паровоза:

1 — топка, 2 — цилиндр. часть котла, 3 — дымовая коробка, 4 — колосниковая решетка, 5 — дымогарные или жаровые трубы, 6 — паропроводные трубы, 7 — сухопарник, 8 — регулятор, 9 — тяга, 10 — рукоятка регулятора, 11 — паропроводные трубы, 12 — цилиндры паровых машин, 13 — конус, 14 — крейцкопф, 15 — направляющие (параллели), 16 — шатун, 17 — кривошип, 18 — дышло, 19 — золотник, 20 — золотниковая коробка, 21 — дуговой рычаг, 22 — кулисная тяга, 23 — шатунно-кривошипная передача, 24 — переводный винт или реверс, 25 и 26 — соединительные тяги, 27 — неподвижная ось вращения, 28 — рама экипажной части паровоза.

вошипа 17, приводит во вращение колеса. Та ось и колесо, которые непосредственно связаны с поршнем, называются ведущими (на фиг. 204 средняя). Другие колеса соединяются с ведущим посредством дышла, или спарников, 18 и называются спаренными. Ведущие и спаренные колеса, взятые вместе, называются движущими колесами.

Кроме движущих колес у многих типов паровозов имеются еще поддерживающие, которые не связаны с парниковыми дышлами с ведущими колесами. Поддерживающие колеса располагаются либо впереди движущих, и тогда они называются бегунками, либо сзади, или же одновременно впереди и сзади.

Парораспределение осуществляется посредством золотника 19, помещенного в золотниковой коробке 20. Изменение направления движения паровоза, а также регулировка впуска пара в цилиндры осуществляются с помощью кулисного механизма, который приводит в движение золотники.

Кулисный механизм состоит из дугового рычага 21, называемого кулисою, кулисной тяги 22 и шатуно-кривошипной передачи 23, соединенной с движущим колесом. Кулисная тяга сочленяется с рукояткой переводного вентили реверса 24, находящейся в будке машиниста, посредством соединительных тяг 25 и 26 и коленчатого рычага. Сочленение кулисной тяги 22 с кулисой 21 осуществляется посредством специального ползунка, называемого кулисным камнем.

Регулировка движения паровоза как в отношении направления движения (т. е. передний или задний ход), а также в отношении степени открытия паровпускных отверстий золотника (т. е. изменение силы тяги), производится перемещением кулисного камня по кулисе. Кулиса на своей середине имеет неподвижную ось вращения 28, качаясь на которой она, в зависимости от положения на ней кулисного камня, приводит в движение кулисную тягу, а вместе с ней и золотник 19.

Крайнее нижнее положение кулисного камня на кулисе соответствует наибольшему размаху золотника, и следовательно максимальному впуску пара при переднем ходе паровоза, а крайнее верхнее положение — наибольшему впуску при заднем ходе паровоза. На некоторых паровозах, наоборот — нижнее положение кулисного камня соответствует заднему ходу, а верхнее — переднему. Нейтральное положение кулисного камня, т. е. совпадение его с осью вращения кулисы, соответствует полному прекращению впуска пара в цилиндры. Промежуточные положения кулисного камня выше или ниже оси вращения кулисы позволяют постепенно уменьшать или увеличивать впуск пара в цилиндры, а тем самым уменьшать или увеличивать силу тяги.

Таким образом машинист имеет возможность регулировать работу паровоза с помощью рукоятки реверса 24 и рукоятки регулятора 10.

Эксплуатационная часть паровоза состоит из рамы 29 и колес вместе с рессорами.

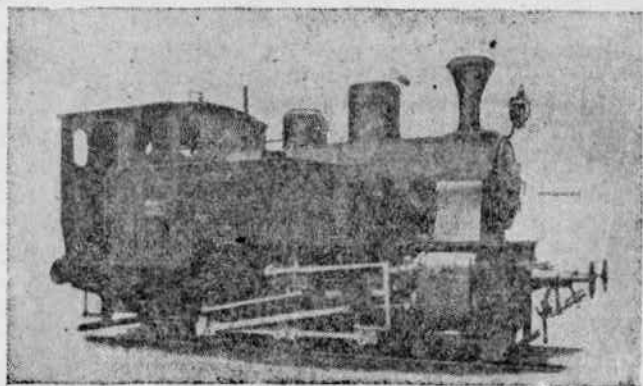
Запас воды и топлива для питания паровозного котла помещается на тендере, который прицепляется сзади паровоза. Если же запас воды и топлива помещается на самом паровозе, в особых баках и ящиках, расположенных по бокам и снизу котла, то такой паровоз, без отдельного тендера называется tank-паровозом. Общий вид такого паровоза показан на фиг. 205.

Основным показателем для отличия различных типов паровозов друг от друга является так называемая колесная характеристика или формула осей. В СССР принято колесную характеристику обозначать тремя цифрами, разделенными тире. Первая цифра указывает число передних (бегунковых) осей, вторая — число спаренных осей и третья — число задних поддерживающих осей. Так, например, паровоз, изображенный на фиг. 205, имеет колесную харак-

теристику 0—3—0. Это значит, что он имеет три спаренных оси и не имеет ни передних ни задних поддерживающих. Паровоз 1—4—0 имеет одну бегунковую ось, четыре спаренных и не имеет задней поддерживающей оси.

Кроме колесной характеристики у нас приняты обозначения паровозов по сериям и индексам, например О¹, Щ⁴, где О и Щ—серии, а ¹ и ⁴ индексы. Серией характеризуется определенная группа паровозов, совершенно одинаковых по колесной характеристике, а также по характеристике и размерам котла, машины, экипажной части и других элементов. Индексами характеризуются те или иные видоизменения внутри данной серии—тип кулисы, род пара и т. п. Отдельные типы и модели танк-паровозов нормальной колеи и паровозов узкой колеи часто обозначаются одними только номерами, буквами или буквами с цифрами.

При ширококолейном транспорте на открытых работах наибольшее распространение имеют танк-паровозы, так как они могут



Фиг. 205. Общий вид танк-паровоза 0—3—0.

проходить по более крутым закруглениям, чем тендерные, что особенно важно в рудничных условиях.

Кроме того танк-паровозы имеют то достоинство, что запас воды и топлива у них помещается непосредственно над движущими колесами, благодаря чему сцепной вес паровоза увеличивается и сила тяги используется полнее. В тендерных паровозах, паровозу приходится затрачивать лишнюю энергию для того, чтобы возить тендер.

Основные данные о паровозах нормальной и узкой колеи, применяемых на наших рудниках, приведены в таблицах 42 и 43.

К неудобствам в эксплуатации паровозов следует отнести необходимость иметь для них специальные экипировочные пункты для снабжения водой и топливом. Кроме того паровозы являются машинами далеко не совершенными, так как из 100% тепла, получаемого при сгорании топлива, они превращают в полезную работу всего лишь 5—8%, а остальные 92—95% теряются, не принося никакой пользы.

Наименование данных и размеров	Серии или типы паровозов	№ 454	№ 2447	№ 48	№ 140	№ 155	№ 234	№ 137	9-П
Формула осей		0—3—0	0—3—0	0—3—0	0—3—0	0—2—0	0—3—0	0—2—0	0—3—0
Вес порожнего паровоза, т		38,0	44,5	34,3	26,2	24,0	23,0	19,0	43,2
Вес в рабочем состоянии, т		50,0	54,0	45,1	36,0	33,0	34,0	25,5	54,6
Расчетный вес паровоза, т		44,0	50,0	43,0	34,0	31,0	32,0	23,0	—
Расчетная сила тяги, кг		9100	9800	8200	6500	6000	6200	4600	10000
Емкость баков для воды, м³		6,98	7,0	6,0	5,0	4,3	6,0	4,0	—
Емкость ящиков для топлива, м³		4,80	2,65	4,06	1,60	1,60	1,06	4,50	—
Длина паровоза между буферами, мм		9210	10310	9250	7500	7950	8190	7537	—
Высота трубы над рельсами, мм		4588	—	—	—	4063	—	3600	—
Жесткая база паровоза, мм		3000	3350	3100	2500	2100	2730	2000	—
Диаметр движущих колес, мм		1200	1150	1100	1050	1000	990	950	—
Число и диаметр цилиндров, мм		2×470	2×457	2×440	2×400	2×380	2×350	2×330	—
Ход поршня, мм		600	610	550	550	500	550	500	—
Давление пара в котле, кг/см²		13	12	13	12	12	13	12	13
Общая поверхность нагрева, м²		96,2	104,26	94,6	73,63	69,62	67,2	55,3	91,56
Площадь колосниковой решетки, м²		1,53	4,55	1,69	4,29	4,29	4,28	4,09	1,85
Наибольшая скорость, км/час		50	50	45	45	40	40	40	—
Наим. радиус кривой	без контррельсов	80	140	60	—	40	—	25	—
	с одним внутр. контррельсом	60	100	40	—	40	—	25	—
	с двумя контррельсами	40	40	40	—	40	—	25	—

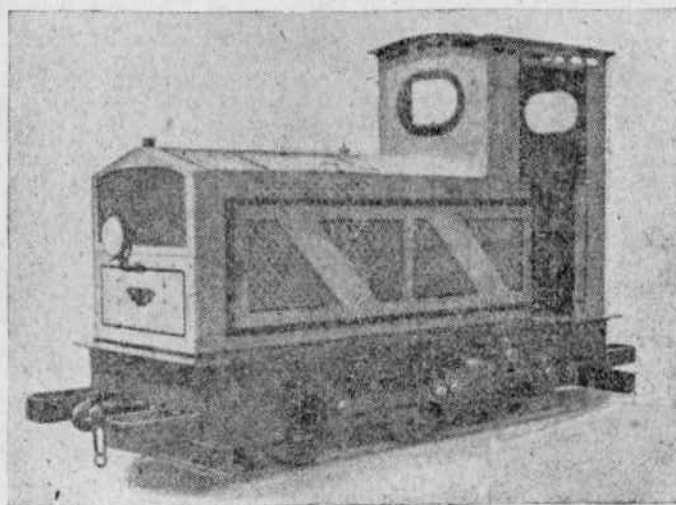
309

В лучшем случае эти потери (в%) распределяются следующим образом:

Потери в топке	8
Служебные расходы	3
Потери на внешнее охлаждение	2
Потери с отходящими газами	17
Потери от пропуска пара в машине	5
Тепловые потери в машине	55
Механические потери в машине	1
Потери на трение в шейках осей	1
Итого потери	92%
Полезная работа	8%
Всего	100%

2. Мотовозы

Мотовозы (фиг. 206) — это локомотивы, приводимые в движение бензиновыми, керосиновыми, газولينными и нефтяными (дизельными) двигателями. Хотя они и более удобны в эксплуатации, чем паровозы, в особенности там, где испытывается недостаток воды,



Фиг. 206. Общий вид мотовоза 0—3—0.

тем не менее на открытых горных работах они имеют ограниченное распространение — почти исключительно при узкоколейном транспорте на рудниках с небольшой производительностью. Однако и в этих случаях в последнее время они вполне успешно заменяются стандартными электровозами подземного типа.

На мотовозах мощностью в 20—60 л. с. обычно устанавливаются двигатели внутреннего сгорания автомобильного или тракторного типа. Основные данные и размеры мотовозов, выпускавшихся в СССР, приведены в табл. 44.

Основные данные и размеры мотовозов

Наименование данных и размеров	Формула осей 0—2—0	0—2—0	0—2—0	0—3—0
Колея, мм	1524	750	750	750
Мощность на валу мотора, л. с.	20	20	30	20
Вес в рабочем состоянии, т	6	6	6	6
Скорости { I, км/час	2,5	2,5	—	2,5
II, »	4,3	4,3	—	4,7
III, »	11,5	11,5	—	12,0
Нормальная сила тяги на крюке, кг { при I скорости	1250	1250	—	1300
II »	625	625	—	770
III »	250	250	—	300
Длина между буферами, мм	5000	4600	3955	4840
Наибольшая ширина, мм	2700	2300	1810	1739
Полная высота, мм	3200	3150	2685	2340
База мотовоза, мм	1500	1200	1350	1550
Диаметр колес, мм	650	650	600	650

Важнейшим достоинством мотовозов является то, что они постоянно готовы к работе и не расходуют горючего во время более или менее продолжительных стоянок.

Основной недостаток мотовозов состоит в том, что двигатели внутреннего сгорания по характеристике развиваемого ими вращающего момента и числа оборотов весьма мало приспособлены к условиям работы локомотивов, так как практически они работают почти с постоянным моментом при всяких нагрузках. Другой недостаток их заключается в сложности передачи движения от вала двигателя к движущим осям, поэтому во избежание усложнения их конструкции они обычно строятся двухосными и реже трехосными.

3. Электровозы

В зависимости от рода тока, питающего моторы электровозов, последние бывают: 1) постоянного тока, 2) переменного трехфазного и 3) переменного однофазного тока. В зависимости от способа питания моторов электрической энергией электровозы постоянного тока подразделяются на: 1) троллейные, 2) аккумуляторные и 3) троллейно-аккумуляторные, или комбинированные.

На открытых горных работах применяются почти исключительно троллейные электровозы постоянного тока, а в последние годы более широко начинают применяться и троллейно-аккумуляторные.

У нас в Союзе для промышленных электровозов нормальной и узкой колеи, работающих на рудничных, фабрично-заводских и подъездных путях, установлено три стандарта напряжения, а именно: 550, 750 и 1500 в на токоприемнике, и соответственно им 600, 825 и 1650 в на шинах подстанции.

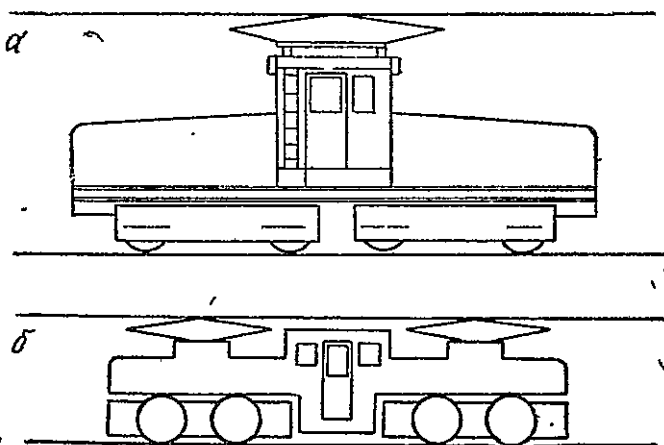
На открытых разработках чаще всего пользуются напряжением в 550 и 750 в. При напряжении в 550—600 в район питания составляет 2,5—4,0 км, а при напряжении 750—825 в — 5,0 — 7,0 км.

Электровоз состоит из: 1) экипажной части, которую составляют колесные скаты вместе с рессорами и рама с кабиной и 2) электро-сплового оборудования, состоящего из моторов и аппаратуры управления.

В зависимости от устройства экипажной части рудничные электровозы для открытых разработок можно разделить на два типа, а именно: 1) электровозы с нормальной кабиной (фиг. 207, а), и 2) электровозы с пониженной кабиной (фиг. 207, б).

Электровозы первого типа применяются при транспорте от одноковшевых экскаваторов, где особых ограничений в отношении высоты и ширины локомотива не существует; электровозы второго типа предназначаются для обслуживания многоковшевых экскаваторов, где высота и ширина локомотива ограничиваются размерами портала экскаватора.

Электровозы с нормальной кабиной весом от 15 до 25 т строятся двухосными, а весом от 30 до 100 т — четырехосными. В боль-

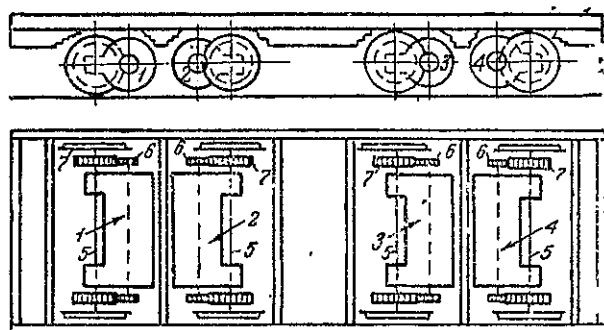


Фиг. 207. Электровозы:
а — с нормальной, б — с пониженной кабиной.

шинстве случаев они снабжаются индивидуальными моторами на каждую ведущую ось (фиг. 208). Соединение вала мотора с ведущей осью чаще всего производится посредством одноступенчатой цилиндрической зубчатой передачи. Подвеска моторов — трамвайная. Вспомогательное оборудование электровоза: компрессоры, реостаты, различные приборы управления, а также балласт в форме чугунных слитков, необходимый для увеличения сцепного веса электровоза, помещаются в кузове со скошенными концами. Рама электровоза внешнего типа делается клепаной, сварной или литой конструкции.

Электровозы с пониженной кабиной отличаются той особенностью, что они имеют раму, составляющую одно целое с боковыми стенками кабины управления. Рама делается из цельных 30—35-мм стальных листов и поперечными балками опирается на ходовые тележки.

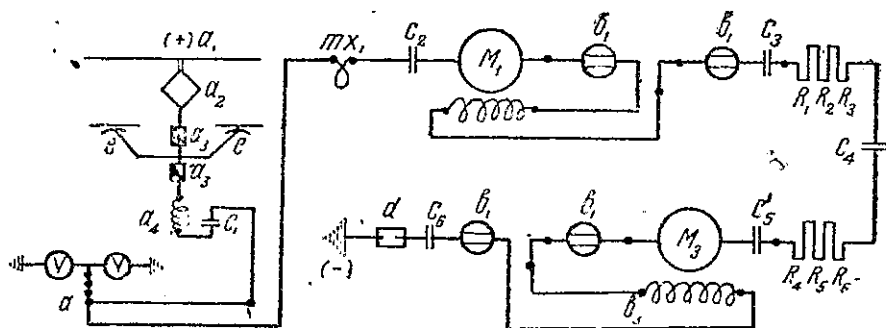
В отношении электросилового оборудования рудничные электровозы различных типов принципиально ничем не отличаются друг от друга, и вся разница заключается лишь в деталях устройства моторов, пусковой аппаратуры и вспомогательного оборудования. Все они снабжаются моторами с последовательным возбуждением, как наиболее полно удовлетворяющими условиям работы тяговых двигателей. Кроме того серпентинные моторы создают лучшие условия для работы центральных станций, так как с увеличением сопротивления движению поезда они автоматически уменьшают скорость, увеличи-



Фиг. 208. Схема трамвайной подвески моторов на промышленных электровозах:

1, 2, 3 и 4 — тяговые моторы, 5 — обмоточных скатов, 6 — моторные цилиндрические шестерни, 7 — шестерни колесных скатов.

вая силу тяги, а с уменьшением сопротивления, наоборот — увеличивают скорость за счет снижения силы тяги.



Фиг. 209. Схема силовой цепи электровоза.

Схема силовой цепи рудничного четырехосного электровоза с четырьмя моторами по 250 л. с. каждый показана на фиг. 209. Моторы соединены последовательно в две группы: первый с третьим, как показано на схеме, и второй с четвертым. Ток от контактного провода a_1 проходит через пантограф a_2 , два плавких предохранителя a_3 , индукционную катушку a_4 , служащую для предохранения от грозы, контактор c_1 , контакты вольтметров a , максимальное реле mx_1 ,

Основные данные и размеры троллейных электровозов нормальной и узкой колеи

Тип или модель электровоза		$V_0; V_0$	$V_0; V_0$	CO	ТР-АК троллей- но-ак- кумуля.	B-70/70 2GHM- 824-550e	ДКМ-12	14-У-2ТР 250 40 250
Наименование данных и размеров		$V_0; V_0$	$V_0; V_0$	CO	ТР-АК троллей- но-ак- кумуля.	B-70/70 2GHM- 824-550e	ДКМ-12	14-У-2ТР 250 40 250
Ширина колеи, мм		1524	1524	1524	1524	1000	1000	750
Формула осей		0-4-0	0-4-0	0-4-0	0-2-0	0-2-0	0-2-0	0-2-0
Род тока		пост.	пост.	пост.	пост.	пост.	пост.	пост.
Напряжение, в		750	750	750	—	550	550	250
Конструктивный вес, т		80	55	—	—	32	47	—
Полный сцепной вес с балластом, т		92	70	94	30	35	25	44
Число и тип тяговых моторов		4ДПЭ-220	4	4	2	2GHM	2ДПЭ-100	2
Общая мощность электровоза, л. с.		1300	1000	—	—	280	190	—
Сила тяги часового режима, кг		17200	—	—	—	4300	3700	—
Скорость при часовом режиме, км/час		18,4	49,0	—	—	18,0	14,1	—
Максимальная скорость, км/ч		—	50	—	—	45	40	—
Длина с буферами, мм		—	12000	—	—	7770	7200	—
Высота до крыши кабины, мм		—	4100	—	—	3470	3460	—
Высота до контактного провода, мм		—	—	—	—	5500	5500	—
Ширина, мм		—	3400	—	—	2640	2350	—
Завод		КЭС и Динамо	«Савильяно» Италия	Динамо	—	СПА фирма DE	КЭС и Динамо	КЭС и Динамо

контактор c_2 , и подводится к первому тяговому мотору M_1 . Далее ток идет через тормозной контроллер b_1 (на положении «езда»), поле возбуждения первого мотора b_2 , тормозной контроллер b_1 (на положении «езда»), контактор c_3 , сопротивления R_1, R_2, R_3 , контактор c_4 , сопротивления R_6, R_5, R_4 , контактор c_5 , и подводится к третьему тяговому мотору M_3 . От этого мотора ток проходит через тормозной контроллер b_1 (на положении «езда»), поле возбуждения третьего мотора b_3 , тормозной контроллер b_1 (на положении «езда»), контактор c_6 , шунт амперметра d и отводится в землю (рельс). Точно так же соединены моторы 2-й и 4-й.

Ввиду того что у экскаваторных забоев контактный провод не может быть подвешен над осями путей, так как он мешал бы погрузке, и подвешивается обычно сбоку, то, как правило, каждый рудничный электровоз помимо центрального пантографа снабжается двумя боковыми токоприемниками (на фиг. 209 *г* и *е*). Подключение или выключение того или иного токоприемника и центрального пантографа производится из кабины машиниста при помощи сжатого воздуха.

Кроме того некоторые рудничные электровозы снабжаются гибким изолированным кабелем длиной 50—100 м, намотанным на специальный барабан, помещенный в кузове электровоза. Пользуясь этим кабелем, электровоз имеет возможность заходить на пути, не оборудованные контактным проводом.

Основные данные и размеры троллейных электровозов нормальной и узкой колеи, применяемых на наших рудниках, приведены в табл. 45.

Электровозная тяга по сравнению с паровозной имеет следующие достоинства:

- 1) Постоянная готовность к работе локомотивов без затраты энергии на стоянках и удобство эксплуатации их в любое время года и при любых климатических условиях.
- 2) Отпадает надобность в устройстве экипировочных пунктов и снабжении их топливом и водой.
- 3) Увеличивается пропускная способность откаточных путей за счет увеличения скорости движения и веса поездов.
- 4) Сокращаются штаты обслуживающего персонала.
- 5) Общие эксплуатационные расходы снижаются на 30—50%, а иногда и более.

Основным недостатком электрической тяги является полная зависимость в снабжении энергией от станции, вследствие чего при выключении тока прекращается работа всего рудничного транспорта и обслуживаемых им экскаваторов.

§ 5. Моторизованные вагоны и мотопоезда

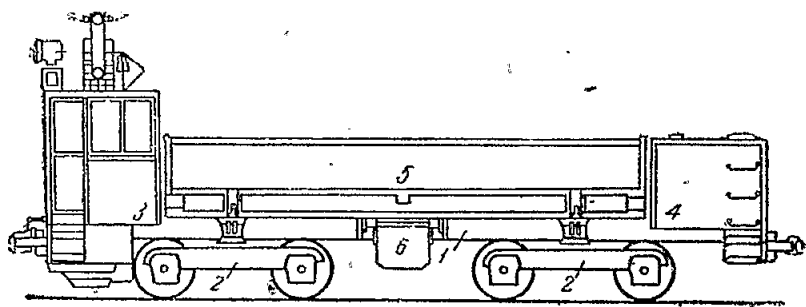
Моторизованные вагоны для открытых горных работ по своему устройству представляют сочетание троллейного электровоза с саморазгружающимся вагоном той или иной конструкции. В зависимости от наличия или отсутствия на них оборудования для управления движением они подразделяются на два типа: 1) у п р а в л я е м ы е и 2) п р и ц е п н ы е.

1. Управляемые мотовалоны

Моторизованный вагон (фиг. 240) состоит из пяти главных частей: экипажной части, грузонесущего кузова, электросилового оборудования, вспомогательного оборудования и кабины управления.

Экипажная часть вагона состоит из главной рамы 1 и ходовых тележек 2. Главная рама по своему устройству почти ничем не отличается от рамы обычных думпкаров, за исключением того, что на концах ее имеются площадки, на одной из которых устанавливается кабина управления 3, а на второй — ящик 4 для вспомогательного оборудования. Ходовые тележки отличаются той особенностью, что база их расширена, так как между осями колесных скатов помещаются электрические моторы.

Кузов вагона 5 ничем не отличается от кузова нормальных думпкаров. Он состоит из днища, двух глухих торцевых стенок и двух боковых откидных бортов. Опрокидывание кузова и установка его



Фиг. 240. Управляемый моторизованный вагон.

в нормальное положение производится с помощью сжатого воздуха, для чего с обеих сторон рамы подвешены на подшипниках пневматические цилиндры 6.

Электросиловое оборудование вагона принципиально ничем не отличается от силового оборудования нормальных троллейных электровазов постоянного тока и также состоит из моторов с последовательным возбуждением, которые попарно соединяются в группы и могут работать на последовательном или параллельном соединении.

Вспомогательное оборудование вагона состоит из различных приборов и аппаратов для управления (реостатов, контроллеров, реле и т. п.) и одного или двух компрессоров для питания сжатым воздухом опрокидной и тормозной магистралей вагона или поезда. Оно размещается в ящике 4 на задней площадке вагона, доступ в который в случае ремонта осуществляется через особый люк в верхней части ящика.

Кабина управления помещается на передней площадке вагона. На крыше ее установлены токоприемники, а также сигнальные и осветительные устройства. Внутри кабины размещены контроллеры и кнопки управления, а также контрольно-измерительные приборы.

Прицепные моторизованные вагоны отличаются от управляемых только тем, что у них отсутствует кабина управления и ящик для вспомогательного оборудования, а поэтому по внешнему виду они ничем не отличаются от обычных думпкаров типа Вестерн, за исключением того, что у них также расширена колесная база тележек, так как электродвигатели подвешиваются между вагонными осями.

В практике американских рудников существует четыре способа использования моторизованных вагонов:

I. Применение одних только управляемых вагонов (без прицепных) в качестве самостоятельных откаточных средств, обслуживающих тот или иной участок работы. Этот способ находит применение в тех случаях, когда по условиям работы почему-либо нельзя пользоваться поездами большей длины, например при коротких погрузочных тупиках, или когда подъемы путей в грузовом направлении достигают 9—10%, т. е. 90—100 тысячных.

II. Применение управляемых вагонов для тяги поездов, состоящих из обычных вагонов любого типа (думпкары, гондолы и т. п.). В этом случае управляемые моторизованные вагоны используются как обычные промышленные электровозы, и работают на путях с нормальными уклонами, достигающими 25—30 тысячных. Следует однако отметить, что в данном случае моторизованный вагон имеет перед электровозом то преимущество, что на нем, вместо балласта, необходимого для увеличения сцепного веса электровоза, транспортируется полезный груз, что при больших грузопотоках дает весьма значительную экономию на расходе энергии.

III. Применение управляемых моторизованных вагонов с прицепными моторизованными вагонами, т. е. работа так называемыми моторизованными поездами системы Дифференциал (по фирме Differential Steel Car Co). В этом случае к управляемому вагону присоединяется любое число прицепных моторизованных вагонов. Управление таким поездом осуществляется из кабины управляемого вагона. Поезда Дифференциал работают на путях с любыми уклонами в пределах до 100 тысячных, что и является самым важным их достоинством.

IV. Применение одних только прицепных моторизованных вагонов с дистанционным управлением с одного центрального пункта, так называемая откатка по системе Вудфорда. В этом случае прицепные моторизованные вагоны снабжаются токоприемниками и работают так же, как и индивидуальные управляемые вагоны на путях с уклонами до 100 тысячных.

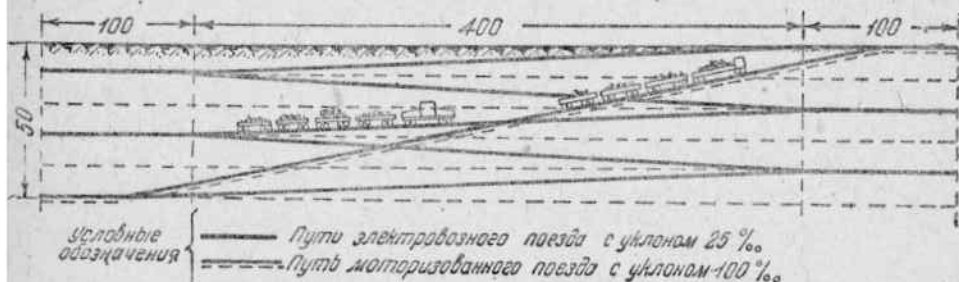
Кроме перечисленных, возможен и пятый способ использования моторизованных вагонов в сочетании с обычными думпкарами, т. е. когда примерно половина моторизованного поезда состоит из моторизованных вагонов и половина — из обычных думпкаров. Такая комбинация транспорта может быть рациональной на уклонах средней величины в пределах от 25 до 50 тысячных.

Из всех указанных выше способов использования моторизованных вагонов за последние годы наибольшее распространение на рудниках США получил транспорт моторизованными поездами. Важнейшие достоинства его по сравнению с обычным электровозным транспортом заключаются в следующем:

1) Благодаря тому что у моторизованных поездов каждая ось является движущей, они способны сравнительно легко преодолевать подъемы до 100 тысячных, причем движение с грузом на подъеме в 90—100 тысячных совершается со скоростью 15—16 км/час.

2) Большие уклоны путей, допускаемые при моторизованных поездах, позволяют сократить длину заездов в карьер в 3—4 раза, как это показано схематически на фиг. 241, благодаря чему объем земляных и путевых работ значительно сокращается.

3) Сокращенная длина заездов приводит к значительному сокращению времени оборота моторизованных поездов по сравнению с электровозными, а следовательно, к увеличению числа оборотов их.



Фиг. 241. Сравнительная длина заездов в карьер при транспорте нормальными электровозами и мотопоездами.

Благодаря этому потребность в оборудовании уменьшается, а капитальные затраты на приобретение его снижаются. Так, например, по данным Л. С. Моог для рудника с годовой добычей в 1 млн. т руды при электровозном транспорте требуется четыре 65-тонных электровоза общей стоимостью в 130 000 долларов и 16 думпкаров емкостью по 23,5 м³, общей стоимостью 72 000 долларов, т. е. полная стоимость четырех поездов составляет 202 000 долларов, тогда как при транспорте моторизованными поездами требуется только 3 трехвагонных состава по 55 000 долларов каждый, общей стоимостью в 165 000 долларов, что дает экономию 37 000 долларов, или 18,3%.

4) Мертвый вес, например, четырехвагонных электровозных поездов составляет 51% от общего веса поезда, а полезная нагрузка — только 49%, тогда как мертвый вес трехвагонного моторизованного поезда равен всего лишь 31,5% и полезный груз — 68,5%. Снижение мертвого веса на 19,5—20% дает экономию на расходе электроэнергии при транспорте моторизованными поездами в среднем на 30% по сравнению с потреблением энергии электровозами.

Таким образом транспорт моторизованными поездами, обладающий серьезнейшими преимуществами перед электровозным и тем

более перед паровозным, может и должен найти на наших рудниках самое широкое применение как при нормальной, так и при узкой колее.

§ 6. Тяговые расчеты

При проектировании открытых горных работ, а также в производственной деятельности чаще всего бывает необходимо: 1) определить вес поезда, который может тянуть локомотив заданного типа при определенных условиях движения, или 2) по заданному весу поезда и заданному профилю пути определить силу тяги и сцепной вес локомотива, который мог бы тянуть этот поезд. Для решения первой задачи необходимо знать силу тяги локомотива, вес его и сопротивление движению, а для решения второй, т. е. обратной задачи — сопротивления движению.

1. Сила тяги локомотивов

Сила тяги паровоза. В зависимости от места приложения различают три вида силы тяги паровоза:

1) индикаторную силу тяги F_i — силу давления пара на поршни паровых цилиндров, выраженную в кг,

2) касательную силу тяги F_k — силу, развиваемую на ободе движущихся колес паровоза, в кг,

3) полезную силу тяги F_n — силу, развиваемую на крюке тендера, в кг.

Работа индикаторной силы тяги за полный оборот колеса, как это следует из определения ее понятия, соответствует работе пара в цилиндрах за два хода поршня, т. е.

$$F_i \pi D = 0,97 n \frac{\pi d^2}{4} p_i 2l,$$

откуда

$$F_i = 0,97 \frac{\pi d^2 l}{2D} p_i,$$

где D — диаметр движущихся колес паровоза, см;

d — диаметр поршня, см;

n — число цилиндров;

l — ход поршня, см;

p_i — рабочее давление пара в цилиндрах, кг/см²;

0,97 — поправка на шток и контрштоки.

Рабочее давление пара в цилиндрах p_i не всегда можно определить, а в паспортах паровозов обычно дается давление пара в котле (p_k). Поэтому для приближенных расчетов удобнее индикаторную силу тяги выражать через p_k в виде:

$$F_i = 0,97 \xi \frac{\pi d^2 l p_k}{2D} = \xi M, \quad (1)$$

где ξ — индикаторный коэффициент полезного действия $\left(\frac{p_i}{p_k}\right)$. Для паровозов однократного расширения в среднем он равен 0,6; а для

паровозов двухкратного расширения — 0,5. Для паровозов, работающих с перегревом пара, эти нормы увеличиваются на 20—25%.

$$M = 0,97 \frac{hd^2l}{2D} p_k — \text{модуль силы тяги, характеризующий макси-}$$

мальную силу тяги паровоза при предельном давлении пара, при полном открытии регулятора и при полном впуске пара в цилиндры.

В паспортах паровозов очень часто указывается не сила тяги, а модуль силы тяги M , по которому легко определить индикаторную силу тяги по формуле (1).

Определение веса поезда обычно ведется по касательной силе тяги (F_k), которая меньше индикаторной, так как часть энергии расходуется на преодоление трений и сопротивлений в механизме паровоза (поршни, золотники, спаренные оси, подшипники и пр.). Отношение касательной силы тяги к индикаторной называется коэффициентом полезного действия механизма паровоза, т. е.

$$\frac{F_k}{F_i} = \xi_m, \text{ откуда } F_k = \xi_m F_i. \quad (2)$$

Подставляя из формулы (1) значение F_i , можно касательную силу тяги выразить через модуль силы тяги:

$$F_k = \xi_m M. \quad (3)$$

Величина ξ_m зависит от конструкции паровоза и изменяется в пределах 0,80—0,95.

Полезная сила тяги на крюке тендера F_n меньше касательной на величину сопротивления движению паровоза как поковки (W_n), т. е.

$$F_n = F_k - W_n.$$

Если через P обозначим вес паровоза с тендером в рабочем состоянии в тоннах, а через w'' — удельное сопротивление движению паровоза как поковки, т. е. сопротивление на 1 т его веса, то общее сопротивление будет равно: $W_n = w'' P$. Следовательно:

$$F_n = F_k - w'' P. \quad (4)$$

Во время движения поезда колеса паровоза не должны буксовать, для чего касательная сила тяги не должна превышать силы сцепления колес с рельсами, называемой сцепной силой тяги (F_c).

Сцепная сила тяги зависит от сцепного веса локомотива и коэффициента сцепления.

Сцепным весом всякого локомотива называется вес, приходящийся на движущие (спаренные) оси. Если нагрузка на каждую движущую ось равна q_c , а число спаренных осей m_c , то сцепной вес паровоза P_c будет равен:

$$P_c = m_c q_c, \quad (5)$$

а сцепная сила тяги (в т):

$$F_c = \phi P_c$$

или

$$F_c = 1000 \phi P_c \text{ кг.} \quad (6)$$

Для двухцилиндровых паровозов коэффициент сцепления ψ принимается в пределах 0,17—0,18; для четырехцилиндровых — 0,19. Следовательно во избежание буксования должно быть:

$$F_c \geq F_k. \quad (7)$$

Мощность паровоза в л. с. (N), в случае надобности, определяют и различают так же как и силу тяги — в зависимости от места приложения. Так, индикаторная мощность равна:

$$N_i = \frac{F_i V}{270}; \quad (8)$$

Мощность, развиваемая на ободе движущих колес:

$$N_k = \frac{F_k V}{270}. \quad (9)$$

Мощность на крюке тендера:

$$N_n = \frac{F_n V}{270}, \quad (10)$$

где V — скорость в км/час, развиваемая паровозом при максимальной нагрузке. Эту скорость Р. Мерш рекомендует определять по следующей формуле:

$$V = \frac{D}{K},$$

где D — диаметр движущих колес паровоза, см;

K — коэффициент, зависящий от диаметра цилиндров.

Величины этого коэффициента для различных диаметров цилиндров следующие:

Диаметр цилиндра d , см	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70
Коэффициент K	7,9	8,2	8,6	8,9	9,2	9,5	9,8	10,1	10,4	10,8	11,1

Сила тяги мотовоза. В паспортах мотовозов, если не указывается сила тяги на ободе движущих колес, то обязательно указывается мощность (N_s) в л. с. развиваемая на валу двигателя, и скорости, на которые рассчитана коробка скоростей.

Мощность на ободе движущих колес (N_k) будет меньше мощности N_s на величину потерь, которые происходят при передаче движения от вала двигателя к ободу движущих колес, т. е.

$$N_k = \eta_p N_s,$$

где η_p — к. п. д. передачи, зависящий от конструкции мотовоза и изменяющийся в пределах 0,80—0,97. Тогда касательная сила тяги будет равна

$$F_k = \frac{270 N_k}{V}, \text{ или } F_k = \eta_p \frac{270 N_s}{V}, \quad (11)$$

где V — скорость движения мотовоза, км/час.

Коробки скоростей мотовозов обычно дают от 3 до 5 ступеней скорости. Касательная сила тяги определяется для каждой из этих скоростей по формулам (11).

Сп л я т я г и э л е к т р о в о з а . Ввиду того, что мощность тяговых электродвигателей ограничивается нагреванием их под влиянием проходящего через них тока, различают ч а с о в у ю и д л и т е л ь н у ю мощность.

Ч а с о в о й называется мощность, соответствующая величине силы тока, при которой предельная температура достигается в течение часа непрерывной работы при нормальном напряжении.

Д л и т е л ь н а я мощность соответствует силе тока, при которой предельная температура достигается по истечении 4—6 часов работы. Максимальная температура в эксплуатационных условиях не должна превышать 130°.

Мощность двигателя, развиваемая на ободе движущих колес, определяется равенством:

$$N_{\kappa} = \frac{IE}{1000} \eta_c \text{ кет},$$

ммм

$$N_{\text{л. с.}} = \frac{IE}{736} \eta_c \text{ л. с.},$$

где I — сила тока, протекающего по двигателю;

E — напряжение на зажимах двигателя;

η_c — к. п. д. двигателей и передачи.

Касательная сила тяги:

$$F_{\kappa} = \frac{N_{\text{л. с.}} 270}{V} \text{ кг}, \quad (12)$$

где V — скорость движения км/час при часовом режиме работы двигателей.

Если указана мощность N_{κ} , отнесенная к валу моторов, то касательная сила тяги будет:

$$F_{\kappa} = \frac{N_{\kappa} 270}{V} \eta_c \text{ кг}. \quad (13)$$

2. Сопротивления движению поезда

Поезд, движущийся по рельсовому пути, находится под действием двух противоположно направленных сил: 1) силы тяги F , развиваемой локомотивом, и 2) силы сопротивления движению W .

Общая или суммарная сила сопротивления движению (W) складывается из основных или постоянных сопротивлений, проявляющихся во все время движения, и дополнительных сопротивлений, проявляющихся в отдельные моменты движения.

К постоянным сопротивлениям относятся: сопротивление воздуха, сопротивление от потерь и трения в различных частях подвижного состава и сопротивление от ударов и толчков.

К дополнительным сопротивлениям относятся: сопротивление от инерции поезда при трогании с места и при изменении скорости, сопротивление от уклонов и сопротивление от кривых.

П о с т о я н н ы е с о п р о т и в л е н и я

Ввиду сравнительно малых скоростей движения по рудничным путям величиной сопротивления воздуха обычно пренебрегают.

Величина постоянного сопротивления движению на прямом горизонтальном пути, складывающаяся из сопротивлений от ударов, толчков и трения, определяется опытным путем при установившемся движении. На основании этих опытов составлено довольно большое число эмпирических формул для определения удельного сопротивления движению на прямом горизонтальном пути, например формулы Балдина, Ломоносова, Энгеля и др.

Обозначим через w_0 — удельное сопротивление движению на прямом горизонтальном пути в $\text{кг}/\text{т}$, т. е. сопротивление, отнесенное к 1 т веса поезда; тогда полное постоянное сопротивление будет равно:

$$W_0 = Q w_0,$$

где W_0 — полное сопротивление движению на прямом горизонтальном пути, кг ;

Q — полный вес поезда (тары и груза), т.

Для определения удельного сопротивления саморазгружающихся опрокидных вагонов наиболее приемлема эмпирическая формула, предложенная Энгелем, которая имеет вид:

$$w_0 = 2,3 + 0,0056V^2 + \frac{16,8}{q + 0,31}, \quad (14)$$

где V — скорость движения поезда, $\text{км}/\text{час}$;

q — емкость вагона, м^3 .

Значения удельного сопротивления для вагонов емкостью от 2,5 до 25 м^3 при скоростях движения от 0 до 35 $\text{км}/\text{час}$, вычисленные проф. В. А. Тимофеевым по формуле Энгеля, приведены в табл. 46.

Таблица 46

Удельное сопротивление на прямом горизонтальном пути для саморазгружающихся опрокидных вагонов

$V, \text{км}/\text{час}$ $q, \text{м}^3$	0	5	10	15	20	25	30	35
2,5	8,10	8,24	8,66	9,36	10,33	11,60	13,15	14,09
5,0	5,37	5,51	5,93	6,63	7,60	8,87	10,42	11,40
8,0	4,27	4,41	4,83	5,53	6,50	7,77	9,32	10,07
14,0	3,44	3,58	4,00	4,70	5,67	6,94	8,49	10,24
16,0	3,30	3,44	3,86	4,56	5,53	6,80	8,35	10,11
20,0	3,12	3,26	3,68	4,38	5,35	6,62	8,17	9,92
25,0	2,95	3,09	3,48	4,21	5,18	6,45	8,00	9,75

При приближенных расчетах удельное сопротивление движению локомотивов обычно принимают одинаковым с сопротивлением вагонов, хотя в действительности оно таким никогда не бывает.

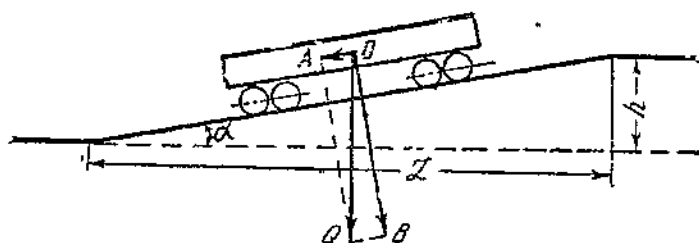
Дополнительные сопротивления

Сопротивление от уклонов (подъемов). При движении поезда по наклонному участку пути полный вес поезда Q

разлагается на две составляющие (фиг. 212): параллельную направлению движения — OA и перпендикулярную к нему — OB .

Составляющая OB вызывает сопротивление движению поезда $W_0 = OBw_0$, как на прямом горизонтальном пути. Величина составляющей $OB = Q \cos \alpha$. При малых углах $\cos \alpha$ весьма близок к единице, поэтому без большого ущерба для точности можно принять $\cos \alpha = 1$, и тогда $OB = Q$ и $W_0 = Qw_0$.

Составляющая OA является ничем иным, как сопротивлением движению от подъема, величина которого $OA = Q \sin \alpha$. При малых



Фиг. 212. Схема к определению сопротивления от уклона.

углах α можно без большой погрешности считать, что $\sin \alpha = \operatorname{tg} \alpha$, тогда $OA = Q \operatorname{tg} \alpha$. В данном случае

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{h}{L} = i.$$

Следовательно можно написать, что:

$$OA = Q \cdot i.$$

Обозначив удельное сопротивление от уклона через w_i , находим, что величина его:

$$w_i = \frac{OA}{Q} = \frac{Qi}{Q} = i \quad (15)$$

т. е. удельное сопротивление от уклона равно величине этого уклона. При движении вверх (на подъем) это сопротивление будет иметь знак (+), а при движении вниз (под уклон) — знак (—).

Таким образом, например, уклону 0,015 соответствует удельное сопротивление от этого уклона 0,015 *т* на каждую тонну веса поезда. Для того чтобы эту величину выразить как и все другие сопротивления в *кг/т*, ее нужно умножить на 1000.

Уклоны обычно обозначают либо десятичной дробью (0,015), либо целым числом со знаком тысячных (15‰) либо в процентах (1,5%).

Сопротивление от кривых. При движении по кривой подвижной состав кроме постоянного испытывает добавочное сопротивление, возникающее вследствие: трения реборд о рельсы, скольжения бандажей по рельсам, трения буртов подшипников о шейки осей и т. п. У вагонов на тележках кроме того при входе на

кривую и при выходе из нее происходит поворачивание тележек, сопровождающееся трением шкворней и боковых скользунов.

Удельное сопротивление от кривой зависит от радиуса кривой, скорости движения, жесткой базы тележек или колес, ширины колеи и от других факторов. Это сопротивление, так же, как и сопротивление на прямом горизонтальном пути, определяется по эмпирическим формулам.

На железных дорогах нормальной колеи обычно сопротивление от кривой определяют по следующей формуле:

$$w_r = \frac{750}{R} \text{ кг/т}, \quad (16)$$

где w_r — удельное сопротивление от кривой, кг/т;

R — радиус кривой, м.

При кривых малых радиусов (менее 100 м) эта формула дает слишком преувеличенное значение сопротивления, поэтому в таких случаях пользоваться ею не рекомендуется.

Для рудничных условий наиболее приемлемой можно считать формулу Блонделя, имеющую вид:

$$w_r = \frac{350a}{R}, \quad (17)$$

где a — ширина колеи, м;

R — радиус кривой, м.

Для стандартных размеров колеи формула Блонделя примет следующие значения:

$$\text{для колеи } 750 \text{ мм} \quad w_r = \frac{265}{R};$$

$$\text{» » 1000 »} \quad w_r = \frac{350}{R};$$

$$\text{» » 1524 »} \quad w_r = \frac{525}{R}.$$

Если кривая совпадает с уклоном, то суммарное добавочное сопротивление от уклона и кривой будет равно:

$$i_x = i + w_r. \quad (18)$$

Величина суммарного удельного сопротивления от уклона и от кривой носит название *фиктивного или приведенного уклона*. Максимальный приведенный уклон называется *расчетным*.

3. Определение веса поезда

Равномерное движение поезда по заданному предельному подъему может осуществляться только в том случае, когда полное сопротивление движению поезда W равно полезной силе тяги на крюке тендера F_n или касательной силе тяги F_k за вычетом сопротивления движению паровоза с тендером как повозки, т. е. $W = F_n$, или:

$$W = F_k - P (w_o'' + i_h), \quad (19)$$

где P — полный вес локомотива (с тендером, если это паровоз), m ;
 w_o'' — удельное сопротивление движению локомотива как по-
 возки, $\text{кг}/m$.

Полное сопротивление движению поезда равно произведению из
 суммы удельных сопротивлений на его вес, т. е.

$$W = (w_o + i_h) \cdot Q, \quad (20)$$

где w_o — удельное сопротивление на прямом горизонтальном пути,
 $\text{кг}/m$;

i_h — приведенное сопротивление от уклона и от кривой, $\text{кг}/m$;

Q — вес поезда (тары и груза), m .

Подставив значение W в выражение (19), найдем:

$$Q (w_o + i_h) = F_h - P (w_o'' + i_h),$$

откуда:

$$Q = \frac{F_h - P (w_o'' + i_h)}{w_o + i_h}.$$

Как уже упоминалось выше, в приближенных расчетах сопротив-
 ление движению локомотивов обычно принимают одинаковым с со-
 противлением вагонов, т. е. $w_o'' = w_o$, тогда

$$Q = \frac{F_h - P (w_o + i_h)}{w_o + i_h}$$

или окончательно:

$$Q = \frac{F_h}{w_o + i_h} - P. \quad (21)$$

Обозначив через q_r средний вес груза в вагоне, m , а через q_m сред-
 нюю тару вагона, найдем число вагонов в поезде:

$$n = \frac{Q}{q_r + q_m}.$$

Для решения обратной задачи, т. е. для определения силы тяги
 локомотива по заданному весу поезда при заданном профиле пути,
 достаточно определить полное сопротивление движению поезда W
 по формуле (20), которое должно соответствовать полезной силе тяги,
 так как должно быть $W = F_n$.

Зная полезную силу тяги, необходимую для поезда данного
 веса, нетрудно выбрать соответствующий ей локомотив того или
 иного типа. Далее по формулам (6) и (7) нужно проверить, достаточен
 ли для данных условий сцепной вес этого локомотива, который обычно
 указывается в паспорте или характеристике локомотива.

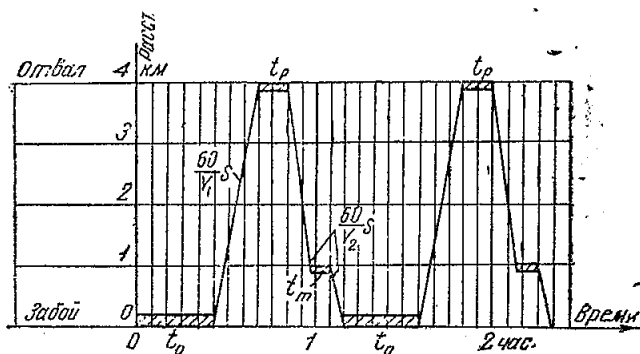
§ 7. Графики Движения поездов и работы экскаваторов

Графики движения поездов и работы экскаваторов являются основ-
 ными оперативными документами на рудниках с открытыми разра-
 ботками, так как в них отражается и точно регламентируется не
 только работа подвижного состава, но и экскаваторов, отвалов и дро-
 бильно-обогащительных фабрик, т. е. всего основного комплекса гор-
 ных работ, за исключением отбойки. Поэтому правильное построение

этих графиков и контроль за их исполнением должны лежать в основе всего оперативного ежесменного руководства производственным процессом.

В зависимости от количества действующих участков рудника и наличия взаимной связи или изолированности этих участков по отношению к главным рудничным путям графики движения поездов строятся либо отдельно для каждого участка, либо для всех участков (или забоев) строится один общий график.

При построении этих графиков (фиг. 243) обычно по горизонтальной оси откладывается в определенном масштабе продолжительность отдельных операций, т. е. время погрузки поезда экскаватором t_o , время движения с грузом $\frac{60 \cdot s}{v_1}$, время разгрузки поезда на отвале t_p , время движения поезда порожняком $\frac{60 \cdot s}{v_2}$ и время на маневры и на согласование движения или ожидания погрузки t_m . По вертикальной оси откладываются средние рас-



Фиг. 243. Схема построения графиков движения поездов и работы экскаваторов.

стояния в километрах между забоями и пунктами приема руды и пустой породы. В рудничной практике чаще всего масштаб расстояний не соблюдается, соблюдается лишь масштаб времени. Если же при построении графика желательно точно определить места скрещивания поездов, а следовательно, и расстояния промежуточных разъездов между пунктами погрузки и разгрузки, то соблюдение масштаба расстояний обязательно, ибо точки пересечения двух противоположно направленных движений определяют собой наивыгоднейшее положение разъезда.

В зависимости от количества поездов, необходимых для обслуживания каждого экскаватора, и от конкретных условий работы — экскаваторы и транспорт могут работать в замкнутом или в открытом цикле.

Под замкнутым циклом понимается такая организация работы, при которой локомотивы с составами вагонов закрепляются

за одним определенным экскаватором и в течение всей смены обслуживают только этот экскаватор.

На фиг. 214, а показан типичный график работы экскаватора и двух поездов, работающих в замкнутом цикле, на котором для примера соблюдены оба масштаба, т. е. масштаб времени и масштаб расстояний. По этому графику видно, что грузовые и порожние поезда будут скрещиваться на расстоянии приблизительно 650 м от забоя, и следовательно для практического осуществления такой организации работ в этом пункте необходимо устройство разъезда, или же весь участок между экскаватором и экипировочным пунктом должен быть двухпутевым.

Организацию работ по замкнутому циклу легко осуществить в том случае, когда для обслуживания каждого экскаватора требуется, согласно расчету, целое или близкое к целому число поездов. Если же по расчету для обслуживания каждого экскаватора требуется нецелое число поездов, то организация работ по замкнутому циклу может оказаться невыгодной как с точки зрения использования экскаватора, так и с точки зрения использования транспортного оборудования. В этом случае целесообразнее организовать работу по открытому циклу.

Под открытым циклом понимается такая организация работ, при которой локомотивы с составами вагонов не закреплены за отдельными экскаваторами и в процессе работы могут подаваться под погрузку к тому или иному экскаватору согласно графику или распоряжению диспетчера.

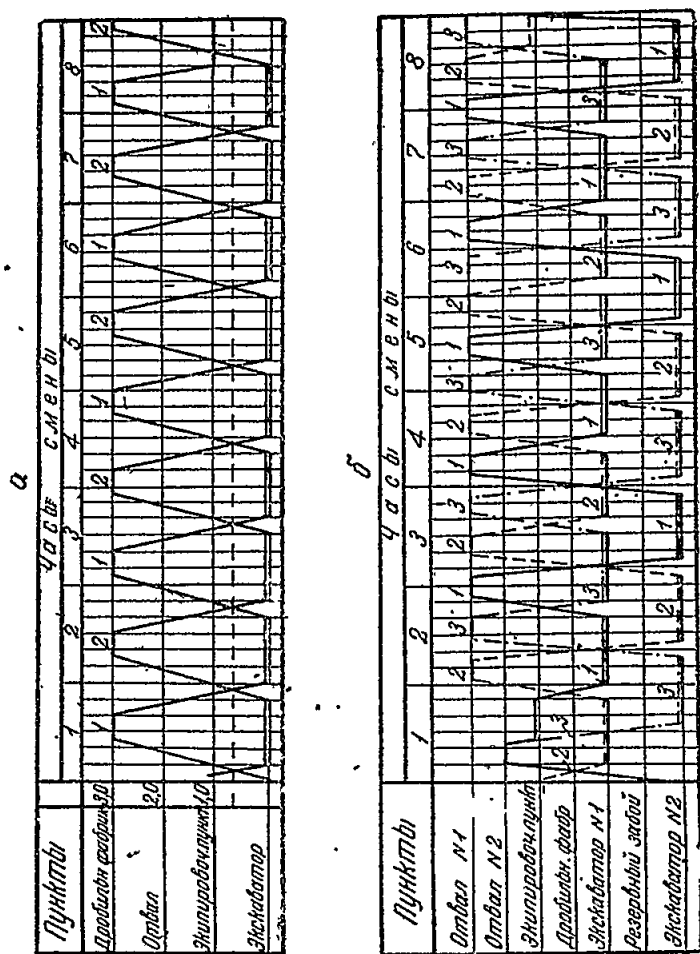
На фиг. 214, б показан график работы двух экскаваторов и трех поездов, работающих в открытом цикле, т. е. когда согласно расчету на каждый экскаватор требуется 1,5 поезда. Очевидно, что если бы в этом случае работа была организована по замкнутому циклу, например с закреплением двух поездов за одним экскаватором и одного за вторым, то первый экскаватор работал бы с полной нагрузкой, а обслуживающие его поезда — с недогрузкой, в то время как второй экскаватор, наоборот, работал бы с недогрузкой, а закрепленный за ним поезд — с полной нагрузкой, в результате чего общий коэффициент использования механизмов был бы ниже, чем при работе по открытому циклу.

Сравнивая оба рассматриваемых вида организации работы экскаваторов и транспорта нужно отметить, что:

1) Замкнутый цикл представляет собой наиболее простую и четкую организацию работы экскаваторов и подвижного состава. Диспетчерское управление при нем чрезвычайно просто, и в большинстве случаев вмешательство диспетчера требуется только при более или менее серьезных осложнениях в процессе работы. Персонал, обслуживающий данный экскаватор, отвалы или обогатительную фабрику и транспорт, может быть организован в единую комплексную участковую бригаду, которая, как показал опыт Высотного рудника, при слаженной стахановской работе всегда сумеет его не только выполнять, но и перевыполнять график за счет сокращения длительности отдельных операций (погрузки, движения, маневров, заправки, разгрузки и т. п.). Поэтому при наличии благоприятных

ятных условий всегда необходимо стремиться к организации работ по замкнутому циклу.

2) Открытый цикл значительно сложнее замкнутого, как в смысле построения, так и в смысле практического выполнения, и требует



Фиг. 244. Графики работы экскаваторов и транспорта:
а — в замкнутом цикле, б — в открытом цикле.

более совершенного диспетчерского управления, поэтому такую организацию работ следует применять только в тех случаях, когда она бесспорно обеспечивает более высокий коэффициент использования экскаваторов и транспорта, чем при работе по замкнутому циклу.

В практике, однако, бывают случаи, когда ни замкнутый, ни открытый цикл в чистом виде не обеспечивают надлежащего использования экскаваторов и подвижного состава, и поэтому прибегают к организации работ по комбинированному циклу.

Под комбинированным циклом понимается такая организация работ, при которой часть экскаваторов и подвижного со-

става работают по замкнутому циклу, а часть — по открытому. Он обычно применяется в тех случаях, когда имеются отдельные участки вскрышных или добычных работ, более или менее изолированные от главных откаточных путей рудника.

Итак, важнейшее значение графиков движения поездов и работы экскаваторов, при условии строгого их соблюдения, заключается в том, что они дают возможность:

1) установить правильный и наиболее рациональный режим работы экскаваторов и транспортного оборудования, а также всех других механизмов, связанных с ними;

2) обеспечить достижение заданного коэффициента использования экскаваторов по времени;

3) повысить оборачиваемость подвижного состава;

4) достичь равномерной подачи руды на дробильно-обога-
тельные фабрики, склады или непосредственно потребителям.

ГЛАВА X

МОТОРНЫЙ БЕЗРЕЛЬСОВЫЙ ТРАНСПОРТ

§ I. Общие понятия о применении безрельсового транспорта на открытых разработках

Под моторным безрельсовым транспортом при открытых разработках понимается перемещение полезных ископаемых и пустых пород с помощью агрегатов автотракторного оборудования.

Под откаточными агрегатами безрельсового транспорта подразумеваются: а) большегрузные автомашины специальной конструкции, приспособленные для экскаваторной погрузки; б) колесные транспортные тракторы-тягачи различных типов с седельными и буксирными прицепами и в) гусеничные тракторы с буксирными прицепами. Таким образом возможность перемещения порожнего и грузного агрегата по безрельсовому пути в каждом случае обеспечивается соответствующей конструкцией ходового устройства.

Важнейшие достоинства моторного безрельсового транспорта заключаются в следующем:

1) Автотракторные агрегаты обладают значительно большей гибкостью и подвижностью по сравнению со всеми видами локомотивного транспорта по рельсовым путям. Практически для них может быть доступным любой пункт карьера даже при самых стесненных условиях работы.

2) Отсутствие рельсовых путей в карьере значительно упрощает организацию экскаваторных работ, позволяя вести их в любом желаемом направлении.

3) Допускаемая величина уклонов дорог для агрегатов безрельсового транспорта обычно составляет 7—10%, а в отдельных случаях доходит до 15% в грузовом направлении и до 20% при движении порожняком.

4) Допускаемые радиусы закруглений невелики и обычно, например на американских рудниках, составляют 12—15 м и в отдельных случаях допускаются до 6 м.

5) Крутые уклоны и малые радиусы закруглений позволяют сократить длину заездов в карьер в 2,5—3 раза по сравнению с заездами по рельсовым путям, а следовательно уменьшить и объем земляных работ.

6) Стоимость 1 км главных откаточных дорог рудничного типа для безрельсового транспорта по меньшей мере на 18—20% дешевле

по сравнению со стоимостью однопутевого железнодорожного полотна. Следовательно более низкая стоимость и небольшая протяженность безрельсовых путей позволяют значительно снизить капитальные затраты по транспорту.

В забоях же, а иногда внутри всего карьера, совершенно не требуется каких-либо затрат на устройство дорог, за исключением расчистки и выравнивания рабочей площадки уступа.

7) Места погрузки в карьере могут меняться в течение рабочего дня с минимальными потерями времени и с минимальным понижением производительности.

8) Простои экскаваторов могут быть сведены до минимума, так как откаточные агрегаты могут подаваться один за другим, не требуя для этого времени на маневры и специальных разъездов.

9) Производительность экскаваторов может быть одинаково высокой как в нормальном боковом, так и в тупиковом забое.

10) Снабжение рабочих мест материалами и инструментами при безрельсовом транспорте может быть организовано значительно проще и легче, чем при транспорте по рельсовым путям.

11) Разработка изолированных участков или отдельных небольших рудных тел, расположенных в пересеченной местности, где постройка железнодорожных путей при большой их длине и большом объеме земляных работ была бы невыгодной, становится легко доступной при применении безрельсового транспорта.

12) Сроки подготовки к эксплуатации, особенно небольших рудников, при безрельсовом транспорте значительно короче, чем при транспорте по рельсовым путям.

13) При разработке горизонтально залегающих маломощных рудных тел, когда высота уступа по полезному ископаемому составляет всего лишь 0,7—1,5 м, объем работ по укладке и передвижке путей при рельсовом транспорте становится настолько большим и дорогим, что безрельсовый транспорт в этих условиях является единственным и наиболее экономичным, несмотря на все его недостатки.

14) При наличии запасных откаточных агрегатов, в случае аварий на рудничном транспорте, последние совершенно не отражаются на производительности рудника.

К наиболее серьезным недостаткам безрельсового транспорта относятся:

1) Необходимость пользоваться наиболее дорогими видами горючего (бензин, лигроин, нефть). Однако с усовершенствованием двигателей внутреннего сгорания, работающих на твердом топливе, этот недостаток особо существенного значения иметь не будет.

2) Экономические пределы применения различных агрегатов безрельсового транспорта сравнительно невелики. Исследованиями А. Л. Тоенгеса и Ф. А. Jones установлено, что, например, на угольных рудниках США при длине отката от пункта погрузки до обогатительной фабрики более чем 2,2 км экономические преимущества по эксплуатационным расходам остаются на стороне транспорта по рельсовым путям. Это относится главным образом к транспорту большегрузными автомашинами и тягачами с седельными прицепами. Для гусеничных тракторов, вследствие значительно меньшей скорости

их движения, экономические пределы по длине откатки значительно меньше.

3) В случае применения большегрузных автомашин и колесных тракторов-тягачей с седельными прицепами на пневматических шинах, перебои, связанные с недостатком автопокрышек, могут вызвать простой рудника.

4) При слишком большой глубине разработок и при очень большой производительности рудника безрельсовый транспорт в чистом виде становится экономически мало эффективным.

5) При транспорте откаточными агрегатами, работающими на пневматических шинах, на поверхности рудника необходимо иметь хорошие шоссеподобные дороги, в противном случае будет иметь место слишком большой расход автопокрышек, более частые поломки агрегатов, малая скорость движения и малая производительность.

6) При плохих дорогах работа в дождливую погоду становится чрезвычайно затруднительной.

К агрегатам моторного безрельсового транспорта предъявляются три основных требования, которым они должны удовлетворять, а именно: 1) высокая прочность, 2) достаточно большая емкость и 3) способность легко и быстро разгружаться.

Применение маломощных и недостаточно прочных агрегатов, например обычных грузовых автомашин с деревянным кузовом, не только не дало бы экономических преимуществ, даже в самых благоприятных условиях для применения безрельсового транспорта по сравнению с рельсовым, но привело бы к огромным перерасходам по содержанию большого штата шоферов и рабочих по ремонту машин. Поэтому, когда речь идет о безрельсовом транспорте и его преимуществах по сравнению с рельсовым, то при этом имеется в виду применение специальных откаточных агрегатов, полностью приспособленных к тяжелым условиям горных работ и способных совершенно свободно выдерживать погрузку экскаватором с ковшом емкостью до $3,0 \text{ м}^3$, снабженных гидравлическими или пневматическими устройствами для разгрузки, на которую затрачивается не более одной минуты, независимо от емкости кузова.

Если откаточные агрегаты удовлетворяют этим основным требованиям, то наиболее благоприятными условиями применения безрельсового транспорта будут следующие случаи разработки:

1) При малой площади рудного тела по длине и ширине, когда нет возможности развить железнодорожные тупиковые или спиральные заезды нормальной или узкой колеи, обеспечивающие наибольшую полноту выемки полезного ископаемого.

2) При малой высоте уступа по полезному ископаемому, например при разработке маломощных, горизонтально залегающих рудных тел, когда объем работ по укладке и передвижке забойных путей был бы слишком большим.

3) При замкнутом внутрикарьерном транспорте с короткими расстояниями откатки от забоев до бункеров подъемных установок.

4) При большом объеме подготовительных и очистных работ с тупиковыми забоями.

5) Во всех случаях разработки карликовых месторождений с большими запасами полезного ископаемого и ограниченным сроком существования рудника.

Что касается преимуществ того или иного вида агрегатов безрельсового транспорта, то опыт американских рудников показывает, что если расстояние откатки в один конец не превышает 250—300 м, то преимущество имеют гусеничные тракторы с гусеничными буксирными прицепами, если же расстояние откатки больше 300 м, но не превышает 2,2 км, то преимущества остаются за большегрузными автомашинами или автотягачами седельного типа. В последнее время в связи с увеличением мощности и грузоподъемности автомашин до 50 т, а седельных прицепов до 80 т — пределы по расстоянию откатки значительно увеличиваются.

§ 2. Типы автотракторного оборудования для горных работ

1. Общая характеристика агрегатов безрельсового транспорта

На открытых горных работах применяются агрегаты моторного безрельсового транспорта четырех типов:

1. Большегрузные саморазгружающиеся автомашинны специальных конструкций, приспособленные для экскаваторной погрузки (фиг. 215, а).

2. Легкие автомашинны со съёмными кузовами, приспособленные для ручной погрузки (фиг. 215, б).

3. Седельные тягачи с опорно-сцепным прибором седельного типа, не имеющие грузонесущего кузова и приспособленные для тяги седельных прицепов (фиг. 215, в).

4. Гусеничные тракторы с саморазгружающимися буксирными прицепами на гусеничном или колесном ходу (фиг. 215, г).

Наиболее распространенные в горном деле большегрузные автомашинны, грузоподъемностью от 10 до 30 т по числу осей делятся на два типа: 1) двухосные автомашинны со двояными задними колесами (шестиколесный тип) и 2) трехосные машинны с двумя задними осями и двояными колесами (десятиколесный тип).

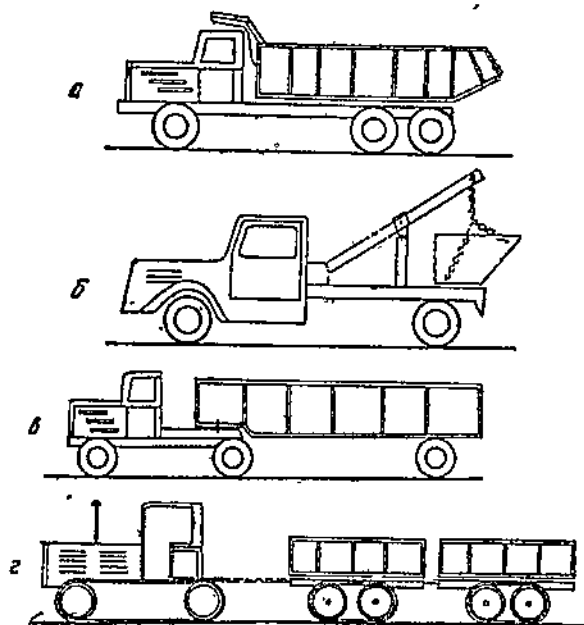
По способу разгрузки кузова они делятся на три типа: 1) автомашинны с боковым опрокидыванием кузова на одну или на две стороны, 2) автомашинны с задним опрокидыванием кузова, т. е. с разгрузкой назад, и 3) автомашинны с глухим кузовом и седлообразным дном, приспособленные для разгрузки на обе стороны; последние применяются главным образом в угольной промышленности.

По роду используемого горючего автомашинны горного типа можно разделить на три типа: 1) работающие на легком жидком топливе (бензин, газолит, лигроин и пр.), 2) работающие на тяжелом жидком топливе (дизельные) и 3) работающие на газовом топливе (бутан, смесь бутана с пропаном и др.).

Автомашинны со съёмными кузовами строятся двух типов, отличающихся друг от друга формой кузова и способом разгрузки; одни из них разгружаются через дно, а другие путем опрокидывания назад.

Седельный тягач представляет собой специальную тяговую автомашину, отличающуюся от грузового автомобиля тем, что он не имеет постоянного грузонесущего кузова, а несет на себе часть прицепного веса. Сцепной прибор этого тягача расположен обычно над задними движущимися колесами и воспринимает на себя часть общего веса прицепа с грузом, являясь как бы седлом для последнего, откуда эти тягачи и получили свое название.

Прицепом вообще называется транспортное средство, не имеющее собственного двигателя и буксируемое тягачами или тракторами. В горном деле применяются прицепы двух типов: 1) буксирные, пред-



Фиг. 215. Схема основных типов агрегатов безрельсового транспорта.

назначенные для тяги грузовыми автомобилями, буксирными тягачами и тракторами, и 2) седельные, предназначенные для тяги только седельными тягачами.

Седельным прицепом называется буксирное транспортное средство, часть веса которого передается на седельный тягач так, что вес самого прицепа с полезным грузом распределяется между его задней осью и ведущей осью тягача.

Гусеничные тракторы, применяемые в горном деле, относятся к так называемому транспортному типу, отличаются от нормальных сельскохозяйственных гусеничных тракторов большей мощностью (80—150 л. с.) и имеют большее число скоростей в пределах от 3 до 30 км/час. Нормально на вскрышных и добычных рабо-

тах они применяются с буксирными прицепами на гусеничном ходу, и сравнительно редко — с прицепами на колесном ходу.

2. Большегрузные автомашины

Принципиально эти машины почти ничем не отличаются от нормальных грузовых автомашин общезвестных конструкций, поэтому останавливаться на подробном описании их нет необходимости, а нужно отметить лишь наиболее важные конструктивные особенности, которые вызваны специфическими условиями работы их на рудниках с открытыми разработками.

Первая и наиболее важная особенность большегрузных автомашин заключается в конструкции кузова, который в соответствии с условиями открытых горных работ должен удовлетворять трем основным требованиям, а именно: 1) обладать очень высокой прочностью, позволяющей принимать груз из ковша экскаватора, не подвергаясь деформации;



Фиг. 216. Автомашина «Hug» грузоподъемностью 15 т.

циям и повреждением, 2) допускать быструю механическую разгрузку с приводом от ходового двигателя, на осуществление которой должно затрачиваться не более 1 минуты, независимо от емкости кузова, и 3) обеспечивать вполне безопасную для водителя погрузку одноковшовыми экскаваторами.

Для увеличения прочности стальной кузов машины американской фирмы «Hug», например, снабжен ребрами жесткости, приваренными к боковым и передней стенкам и днищу (фиг. 216).

В рудной промышленности наиболее удобными в эксплуатации оказались автомашины с задней разгрузкой. В машинах этого типа задняя стенка кузова отсутствует, а задний конец днища вместо этого удлиннен и загнут кверху так, что торцевая кромка его располагается приблизительно на половине высоты кузова. Это значительно упрощает конструкцию кузова, так как в этом случае не требуется опускающегося заднего борта с довольно сложным понудительным

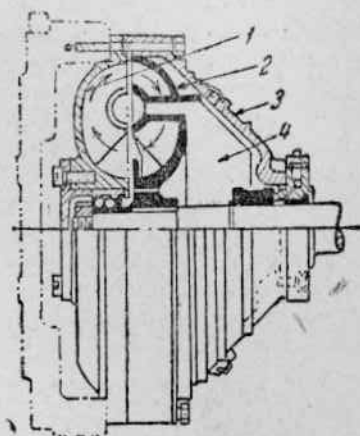
механизмом, и в то же время удается избежать просыпания руды или породы при движении по дорогам с уклоном до 10%. Кроме того такое устройство задней части кузова обеспечивает плавную разгрузку его. При угле наклона в 70° кузов полностью самоочищается даже при влажных рудах.

Для предохранения шофера от возможного падения кусков породы из ковша экскаватора, а также от возможного падения самого ковша при внезапном выключении тока и неисправных тормозах подъемного двигателя экскаватора, к передней стенке кузова приваривается прочный защитный козырек, перекрывающий крышу кабины по всей ее ширине и примерно на две трети по длине.

В большегрузных автомашинах для достижения спокойного хода и меньшего износа шин при движении по неровным дорогам требуется хорошее поддрессирование кузова, которое в новейших конструкциях осуществляется двумя способами: 1) при помощи цилиндрических резиновых амортизаторов и 2) при помощи эллиптических пружин.

Другой конструктивной особенностью большегрузных автомашин является применение на некоторых новейших моделях их гидравлического (жидкостного) тягового сцепления, включаемого между двигателем и передачей на заднюю ось.

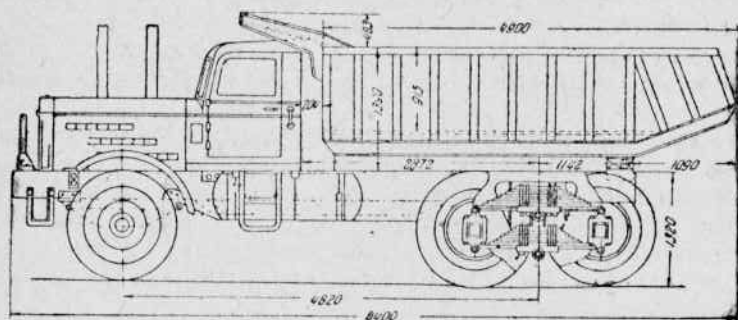
Это сцепление по внешнему виду имеет некоторое сходство с фрикционной передачей и показано на фиг. 217. Оно состоит из рабочего колеса, или импеллера, 1, снабженного радиальными каналами, и ведомого колеса, или ползунка, 2, имеющего приблизительно такую же форму, как и импеллер. Оба эти колеса заключены в кожух 3, который болтами укреплен к импеллеру и маховику двигателя и вращается вместе с последним. Ползунки 2 насажены при помощи шпонки на конец приводного (карданного) вала передачи, но механического сцепления или соприкосновения с импеллером не имеет, хотя они и расположены близко один против другого. Позади ползунка 2 имеется камера 4, которая посредством трубок сообщается с рабочим пространством и тем самым с радиальными каналами ползунка и импеллера. Камера 4 и рабочее пространство между импеллером и ползунком заполняются легким турбинным маслом. Усилие тяги, развиваемое двигателем, передается приводному валу посредством кинетической энергии жидкости, циркулирующей, как показано стрелками, между каналами импеллера и ползунка под влиянием центробежной силы.



Фиг. 217. Гидравлическое сцепление для большегрузных автомашин:

1 — рабочее колесо или импеллер, 2 — ползунк, 3 — кожух, 4 — камера.

Одной из наиболее важных особенностей жидкостного сцепления является способность его предохранять двигатель от случайных перегрузок и поломок трансмиссии, например, когда тяжело нагруженная автомашина должна преодолевать слишком крутые подъемы. Когда двигатель работает при полном числе оборотов и развивает нормальный вращающий момент, скольжение передачи составляет около 2%, но как только число оборотов вследствие перегрузки снижается, скольжение возрастает, а при числе оборотов в 30—50% против нормального оно достигает 100%. Например при 1600 оборотах вала мотора в минуту скольжение равно только 2%, а при 600 оборотах в минуту, т. е. при 37,5% против нормального, оно дости-



Фиг. 218. Автомашинна Дарт модели 300 грузоподъемностью 30 т с гидравлическим сцеплением.

гает 100% или полного «пробуксовывания». В момент перегрузки вращающий момент не уменьшается и полностью передается на заднюю ось, но машина продолжает работать при пониженной скорости и повышенном скольжении до тех пор, пока эта перегрузка не будет облегчена путем переключения на более низкую передачу скорости, когда двигатель снова сможет развить нормальное число оборотов и скольжение сцепления снова достигнет минимума¹.

Подобное сцепление принято для автомашин Дарт в моделях 1940 г. и в частности для новейшей 30-тонной автомашины модели 300, боковой вид которой показан на фиг. 218. При работе с дизельным двигателем эта машина имеет мощность в 202 л. с., а при работе на бутане — 227 л. с. Мертвый вес автомашины 13,3 т и полезный груз 28 т (или приблизительно 30 коротких т), т. е. коэффициент тары равен 47,5%, тогда как, например коэффициент тары сормовских думпкаров при мертвом весе 27 т и грузоподъемности 40 т равен 67,5%, и лишь для гондол при мертвом весе в 20 т и грузоподъемности в 50 т он равен 33%.

Опрокидывание кузова при разгрузке осуществляется почти исключительно посредством гидравлических (масляных) цилиндров,

¹ Подробнее об этом см. статью Will. H. Fullerton в журн. «Diesel Progress», август 1939 г.

в которые масло нагнетается небольшими насосами высокого давления, приводимыми в действие от двигателя автомашинны. Цилиндры в большинстве случаев делаются телескопическими и устанавливаются под кузовом, посредине главной рамы, если разгрузка осуществляется при помощи одного цилиндра, или же укрепляются на боковых балках главной рамы, как показано на фиг. 216, если для разгрузки устанавливается два цилиндра.

Что касается типов двигателей, устанавливаемых на большегрузных рудничных автомашиннах, то за последнее время преимущественное распространение получают дизельные машины, потребляющие почти вдвое меньше горючего. Так, например, испытания, проводившиеся в 1938 г. на руднике Луиза в Месаби (США) с дизельными и газодизельными 15-тонными автомашиннами в одних и тех же условиях, показавали, что газодизельные машины потребляют около 21,8 л газодизельного топлива в час, а дизельные только 11,4 л нефти в час, т. е. на 47,7% меньше.

Основным недостатком дизельных машин является слишком обильное дымообразование, затрудняющее видимость и представляющее серьезные неудобства при разгрузке, особенно ночью, когда машина должна подходить к бровке отвала задним ходом. Однако этот недостаток устраняется расположением выхлопа выше уровня крыши кабины (см. фиг. 218), где дым рассеивается и не мешает работе.

На основе наблюдений за работой 15-тонных дизельных автомашин с моторами мощностью в 150 л. с. R. W. Whitney и G. J. Holt предлагают при расчетах производительности этих машин принимать следующие скорости движения:

На горизонтальных путях с грузом	16 км/час
Порожняком под уклон	16 »
С грузом на подъем в 5%	12,8 »
С грузом на подъем в 7%	9,6 »
С грузом на подъем в 10%	8,0 »

Максимальная скорость в 16 км/час при спуске под уклон принимается только как мера безопасности. Вообще же приведенные скорости являются недостаточными, и опытные работы 1939 г. показали, что значительно выгоднее работать теми же машиннами, но с большей мощностью моторов. Так, например, если вместо 150-сильного дизельного двигателя устанавливается дизельный двигатель в 200 л. с., то он обеспечивает скорость движения на подъеме 9,5% в 17,6 км/час, т. е. вдвое большую по сравнению с машиной мощностью в 150 л. с. Это дает возможность сократить приблизительно на 30—40% потребный парк автомашин, необходимых для обслуживания экскаваторов, не снижая производительности последних, а вместе с тем снизить и эксплуатационные расходы за счет уменьшения штата обслуживающего персонала. Поэтому в 1940 г. на некоторых рудниках Америки предполагалось увеличить мощность действующих 15-тонных автомашин с моторами в 150 л. с. до 180—200 л. с. путем установки на них суперчаржеров (нагнетателей).

Для автомашин увеличенной мощности скорость движения с грузом на подъеме в 2% по главным откаточным дорогам за пределами карьера принимается: для 15-тонных — 40 км/час и для 30-тонных — 32 км/час.

Достоинства большегрузных автомашин по сравнению с другими типами агрегатов безрельсового транспорта заключаются в том, что они могут применяться с одинаковым успехом как для вскрышных, так и для добычных работ, тогда как, например, седельные тягачи с седельными прицепами могут применяться только для добычных работ, ибо конструктивно они, как правило, приспособляются для разгрузки в бункер.

Другим преимуществом их является возможность развивать большие скорости как с грузом, так и порожняком, и тем самым сводить до минимума время оборота автомашины, а следовательно и количество их, необходимое для обслуживания погрузочных механизмов.

Эти важнейшие достоинства или универсальность большегрузных автомашин и послужили причиной того, что наибольшее применение они нашли на металлических рудниках Америки и в карьерах по добыче различных видов минерального сырья, где условия работы являются наиболее сложными и тяжелыми.

3. Автомашин со съёмными кузовами

В последние годы на американских рудниках с малой производительностью, в особенности там, где необходима сортировка и ручная погрузка полезного ископаемого в забое, сравнительно широкое распространение получили автомашины со съёмными кузовами. Они строятся преимущественно двух типов, отличающихся друг от друга формой кузова и способом их разгрузки.

Кузов автомашин типа Демпстер (Dempster) снабжен шарнирным седлообразным днищем, опускающимся при разгрузке вниз (фиг. 219), а кузов автомашин типа Брукс (Brooks) имеет глухое днище и скошенные боковые стенки трапециевидальной формы (фиг. 220), благодаря чему разгрузка его посредством опрокидывания назад осуществляется легко и плавно.

В том и другом случаях разгрузка, а также смена порожнего кузова на груженный производится с помощью баланспра, приводимого в движение от мотора автомашины. На разгрузку кузова затрачивается от 20 до 30 сек., а на смену порожнего нагруженным — от 40 сек. до 1 мин.

При ручной погрузке в автомашины малой грузоподъемности с постоянным кузовом простои под погрузкой достигают 75—80% от рабочего времени и в то же время простои забойщиков из-за ожидания автомашин также весьма значительны. Кроме того при большой высоте постоянного кузова ручная погрузка малопродуктивна.

Автомашин со съёмными кузовами позволяют почти полностью устранить эти недостатки. Так, например, на руднике компании The Quattry Products Co. (в штате Висконсин) одна автомашина грузо-

подъемностью в 1,5 т с четырьмя съемными кузовами, из которых три всегда находятся под погрузкой в забое (на 6 забойщиков) и один в движении, — обеспечивает производительность в 200—225 т за 8-часовую смену при расстоянии откатки в 300 м. Автомашина грузоподъемностью 2 т с 3—6 кузовами в аналогичных условиях, т. е.



Фиг. 219. Автомашина типа Демистер со съемным кузовом грузоподъемностью 1,5 т.

при расстоянии откатки в 200—400 м обеспечивает производительность до 400 т за 8-часовую смену.



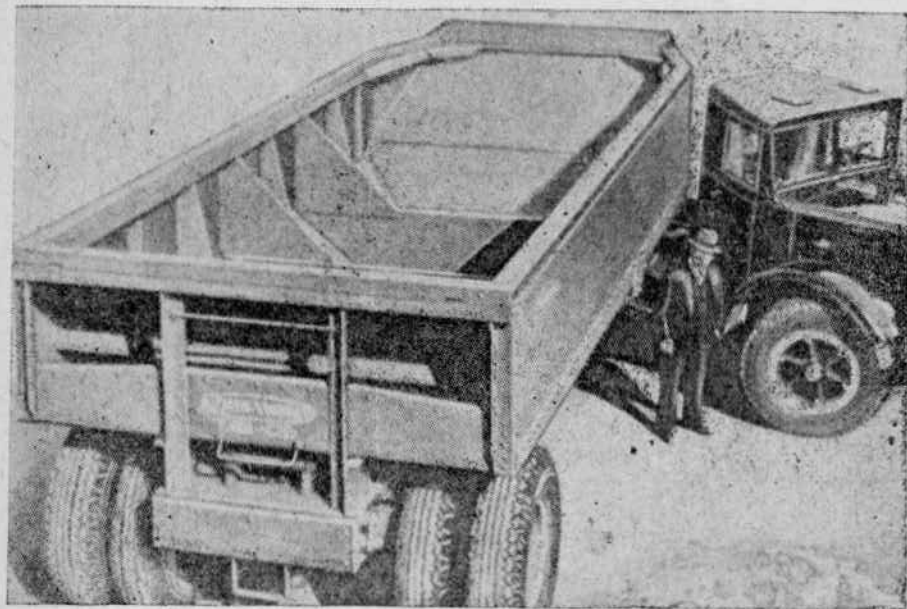
Фиг. 220. Автомашина типа Брукс со съемным кузовом грузоподъемностью 2 т.

Таким образом автомашинны малой грузоподъемности со съемными кузовами вполне удовлетворительно разрешают вопрос о применении моторного безрельсового транспорта на рудниках с малой производительностью при ручной погрузке, поэтому в последнее время в США насчитываются сотни небольших карьеров, применяющих для транспорта при разработке почти всех видов полезных ископаемых автомашинны этого типа.

4. Седельные тягачи и седельные прицепы

Транспортные агрегаты этого типа состоят из двух отдельных частей: седельного тягача, являющегося тяговым органом, и седельного прицепа, являющегося грузонесущим органом. Общий вид седельного тягача с прицепом Вестерн представлен на фиг. 221.

Седельные тягачи для прицепов грузоподъемностью до 50 т по устройству силовой установки ничем не отличаются от большегрузных автомашин, а главная рама их лишь укорочена и вместо кузова снабжена опорно-сцепным прибором седельного типа. На них обычно устанавливается по одному дизельному или газولينному мотору мощностью до 350 л. с.

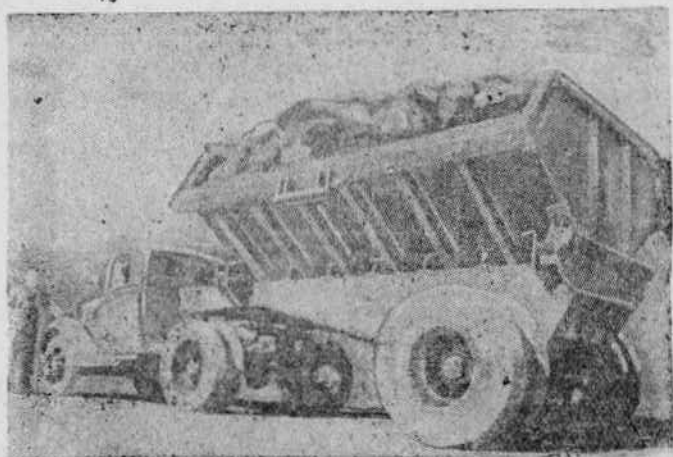


Фиг. 221. Общий вид седельного тягача с прицепом Вестерн грузоподъемностью 5 т.

Седельные прицепы для горных работ строятся двух типов: с донной и с боковой разгрузкой. Прицепы с донной разгрузкой, аналогичной по своему устройству разгрузочным устройствам железнодорожных хопшеров или рудничным вагонеткам санфордеевского типа, применяются почти исключительно для транспорта угля и реже — для транспорта мелкокусковых руд и рудных концентратов. Открывание и закрывание днища при разгрузке производится из кабины тягача с помощью сжатого воздуха, поступающего от небольшого компрессора, установленного на тягаче и питающего кроме того тормозную систему агрегата.

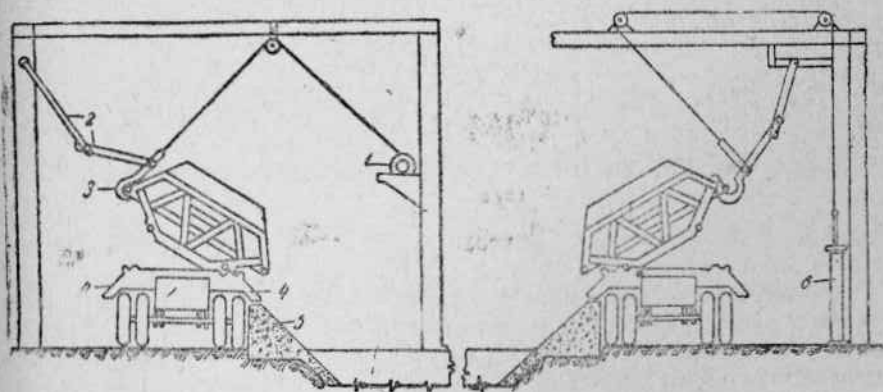
Седельные прицепы с боковой разгрузкой типа Истон (фиг. 222 и 224) приспособлены для транспорта тяжелых руд любой крупности и поэтому в отношении условий применения являются более уни-

версальными, чем прицепы с данной разгрузкой. Разгрузка этих прицепов, в зависимости от условий работы, осуществляется посредством стационарных патентованных приспособлений, смонтиро-



Фиг. 222. Седельный агрегат Истон с боковой разгрузкой посредством стационарных устройств.

ванных у постоянного места разгрузки, например над бункером дробилки, или посредством гидравлических цилиндров, установленных на прицепе (фиг. 224).



Фиг. 223. Схема стационарных устройств для разгрузки седельных прицепов типа Истон:

1 — электрическая лебедка, 2 — коленчатый рычаг, 3 — крюк, 4 — консольный выступ рамы, 5 — бетонная стенка бункера, 6 — пневматический или гидравлический цилиндр.

Схемы разгрузки прицепов Истон над бункером дробилки посредством стационарных разгрузочных устройств показаны на фиг. 223.

В первом случае (на фиг. 223 слева) разгрузка кузова производится с помощью небольшой электрической лебедки 1, установленной

на кронштейнах, которые укрепляются к столбам навеса, прикрывающего бункер от дождя и снега. С противоположной стороны на таких же столбах подвешивается коленчатый рычаг 2 с тяжелым крюком 3, подхватывающим кузов за специальную скобу.

При натяжении каната кузов поворачивается набок и разгружается, а при ослаблении — под действием собственной силы тяжести устанавливается в нормальное положение; крюк также под влиянием своего веса опускается вниз, к поддерживающим его



Фиг. 224. Седельный прицеп Истон с гидравлическим устройством для разгрузки.

столбам. Если вес крюка для этого недостаточен, то к нему подвешивается дополнительный груз.

Чтобы придать раме прицепа достаточную устойчивость при разгрузке и предохранить колеса на стороне опоразмивания от повреждения вследствие перегрузки, — на заднем конце рамы имеются один или два консольных выступа 4, которыми она опирается на бетонную стенку бункера, как показано на фиг. 223 и 224.

Во втором случае (фиг. 223, справа) разгрузка осуществляется таким же способом, но вместо электрической лебедки пользуются пневматическим или гидравлическим цилиндром 6.

Разгрузка кузова с помощью телескопических гидравлических цилиндров, установленных непосредственно на раме прицепа, показана на фиг. 224. Масло нагнетается в цилиндры с помощью шестеренчатого насоса, приводимого в действие от мотора тягача.

Грузоподъемность прицепов типа Истон 7—20 т.

С целью максимального облегчения прицепов различных типов они в последнее время часто изготавливаются из специальных легированных сталей, благодаря чему коэффициент тары с 48—55% снижается до 35—40%, а полезная нагрузка соответственно увеличивается.

Фактическая скорость движения седельных агрегатов с полной нагрузкой на главных откаточных дорогах составляет в среднем 42—48 км/час и достигает 56 км/час, а при движении внутри карьеров снижается до 16—25 км/час.

Достоинства седельных агрегатов в том, что они более легки и просты по своей конструкции по сравнению с большегрузными машинами; достаточно гибки и способны развивать большие скорости, а также могут преодолевать крутые подъемы, так как сцепной вес их, благодаря передаче части собственного веса и полезного груза седельного прицепа на ведущие оси, лишь немногим меньше, чем у большегрузных автомашин. При наличии запасных седельных прицепов ремонт их не вызывает простоев тягача. Они могут строиться очень большой грузоподъемности и применяться при больших расстояниях откатки.

К недостаткам их относится то, что они менее универсальны по сравнению с большегрузными автомашинами и применяются преимущественно только для транспорта полезных ископаемых с последующей разгрузкой их в бункеры; для разгрузки пустых пород в отвалы они не приспособлены.

5. Гусеничные тракторы и буксирные прицепы

В горном деле для транспорта полезных ископаемых и пустых пород применяются специальные гусеничные тракторы транспортного типа, которые по сравнению с нормальными сельскохозяйственными тракторами аналогичного типа более быстроходны, развивают скорости от 3 до 30 км/час и более мощны. Кроме того они отличаются лучшим поддрессориванием всего корпуса, высоко расположенным упрежным крюком и наличием лебедки или шпиля.

В Советском Союзе гусеничные тракторы транспортного типа («Коммунар») выпускались заводом под марками Г-75 и З-90.

Эксплуатационно-технические данные советских гусеничных тракторов транспортного и сельскохозяйственного типов приведены в табл. 47.

В горном деле при транспорте руды и пустых пород гусеничные тракторы обычно работают с буксирными прицепами типа Атей на гусеничном ходу. Прицепы Атей емкостью до 10 м³ строятся с металлическим кузовом усиленной конструкции, опрокидывающимся при разгрузке на обе стороны посредством гидравлических цилиндров, установленных под днищем, на главной раме прицепа. Масло нагнетается в гидравлические цилиндры при помощи насоса, установленного на тракторе.

В Советском Союзе для горных работ изготавливаются два типа буксирных гусеничных прицепов — моделей ТГП-10Р и ТГП-10Г; характеристики их приведены в табл. 48.

Характеристики советских гусеничных тракторов

Марка трактора Наименование	Г-75	З-90	Дизельный ЧТЗ «Ста- линец 65»	Газогене- ратор «Ста- линец 65» с генера- тором Г-25
Назначение трактора . . .	Транспорт.	Транспорт.	Сельск. хов.	Сельск. хов.
Мощность двигателя, л. с.	75 и 68	90	65	60—65
Топливо основное	Бензин	Бензин	Дизельное топливо	Древ. чур- ки влажн. не выше 20%
Скорости движения трак- тора, км/час				
I	2,33	3,90	3,60	3,00
II	6,15	10,30	4,85	4,20
III	9,16	15,20	6,95	5,90
Задний ход	3,00	5,10	2,50	2,20
Емкость баков топлива:				
Основного, л	320	320	300	90 кг (0,3 м³)
Пускового, л	60	60	—	—
Число передач: вперед . .	3	3	3	3
назад . .	1	1	1	1
Общая длина трактора без крюка и заводной руко- ятки, мм	4350	4350	—	4372
Длина с крюком и рукоят- кой, мм	5150	5150	4086	—
Общая ширина, мм	2060	2060	2416	2416
Общая высота трактора по кабине, мм	2510	2510	2151 до верха ра- диатора 4823	3121 до верха гене- ратора 4823
Колея, мм	1510	1510	—	—
Вес трактора в рабочем состоянии, кг	8500	8500	11 200	11 200
Сухой вес трактора, кг . .	8000	8000	—	—
Тяговое усилие на крюке, кг на I скорости	—	—	4000	3100
» II »	—	—	2800	1920
» III »	—	—	1800	—
Расход топлива	—	—	220 г/л. с. в час	35 кг чурок в час

Разгрузка кузова прицепа модели ТГП-10Р осуществляется вручную, через дно, с помощью двух дверей из двух створок; двери открываются и закрываются при помощи ручной лебедки.

В прицепах модели ТГП-10Г разгрузка осуществляется опрокидыванием кузова в ту или другую сторону при помощи гидравлического привода. Масляный насос монтируется на тракторе. Управление золотником гидравлических цилиндров и насосом осуществ-

Гусеничные прицепы НАТИ для транспорта пород

Показатели	Модель ТГП-10Р	Модель ТГП-10Г
Нормальная грузоподъемность, кг	40000	40000
Вес, кг	5400	5800
Габариты: а) длина, мм	5995	5216
б) ширина, мм	2564	2600
в) высота, мм	1900	2053
г) рама (швеллер)	№ 30	№ 30
Кузов: а) длина по верху, мм	4412	3600
б) ширина по верху, мм	860	2985
в) глубина по высокой стороне, мм	1150	802
г) глубина со стороны нагрузки, мм	870	—
д) емкость кузова, м ³	4,8—5,5	4,6—5,6
Удельное давление, кг/см ²	1,75	1,80
Расстояние между осями, мм	1044	1044
Ширина гусеницы, мм	420	420
Высота переднего прицепного крюка, мм	467	—
Высота заднего прицепного крюка, мм	650	—
Боковая устойчивость	—	30°
Тяговое усилие: а) на шоссе, кг	780	780
б) на грунте, кг	1100	1100

вляется при помощи рычагов, монтируемых у сиденья тракториста; давление масла¹ в гидравлическом цилиндре 31,5 кг/см².

Достоинства гусеничных тракторов при работе с буксирными гусеничными опрокидными прицепами в том, что они почти не требуют специальных затрат на устройство дорог, а содержание упрощенных дорог в карьерах и на отвалах обходится очень дешево. Кроме того при благоприятных условиях они одинаково успешно могут быть использованы как для вскрышных, так и для добычных работ. При малых масштабах работ один и тот же гусеничный трактор может быть использован помимо основной работы по транспорту руды или пустых пород также на всевозможных вспомогательных работах, как-то: разравнивание породы на отвале, выравнивание и подчистка дорог в карьере и на отвалах, выравнивание площадок для буровых работ и т. п., для чего необходимо иметь дополнительное недорогое бульдозерное оборудование.

К недостаткам гусеничных тракторов с буксирными прицепами, применяемых в качестве транспортных агрегатов, следует отнести относительно малые скорости их движения и как следствие этого — малую производительность и ограниченность применения по длине откатки. Поэтому они находят широкое применение преимущественно при малых масштабах работ и при коротких расстояниях откатки (до 300 м), где экономические преимущества их очень часто значительно выше, чем у других видов горного транспорта.

¹ В опрокидных гидравлических цилиндрах как на большегрузных автомашинах, так и на прицепах в качестве рабочей жидкости обычно применяется трансформаторное масло.

§ 3. Устройство дорог при безрельсовом транспорте

1. Устройство дорог на главных заездах в карьеры и на поверхности

Рудничные откаточные дороги безрельсового транспорта, так же как и рудничные рельсовые пути, можно разделить на главные или постоянные, срок службы которых является более или менее продолжительным, и на временные — с непродолжительным сроком службы.

К главным откаточным дорогам относятся дороги главных заездов в карьеры, а также дороги на поверхности, соединяющие карьер с обогатительной фабрикой, полевой перегрузочной станцией или станцией железной дороги.

К временным дорогам относятся дороги в забоях и на отвалах.

Требования, предъявляемые к рудничным дорогам, не всегда одинаковы и определяются типом и грузоподъемностью применяемых агрегатов. Так, например, для мощных агрегатов на пневматическом ходу требуются более совершенные дороги, тогда как для агрегатов на гусеничном ходу они могут быть более простыми и дешевыми. Как правило, главные откаточные дороги должны удовлетворять следующим трем требованиям: 1) по возможности быть наиболее простыми и дешевыми, чтобы сооружение их могло осуществляться в минимально короткие сроки, 2) обладать большой прочностью и устойчивостью, допуская движение по ним тяжелых агрегатов с относительно большими скоростями и 3) проезжая часть полотна дороги должна быть ровной и по возможности гладкой, с тем, чтобы пикетаж был минимальным, а полотно было пригодно для работы в любую погоду.

Помимо этого, главные откаточные дороги должны удовлетворять общим требованиям, предъявляемым к сооружению автомобильных дорог. Например, полотно дороги должно проводиться с нулевыми земляными работами и ограждаться с боков кюветами (фиг. 225, а). Ширина проезжей части дороги b_0 (фиг. 225, б) должна устанавливаться исходя из условий возможности встречи двух автомашин, с оставлением зазора между ними 0,4 м и зазоров по краям дороги 0,2 м. Ширина обочин $\frac{b_1}{2} - \frac{b_0}{2}$, необходимых для упора проезжей

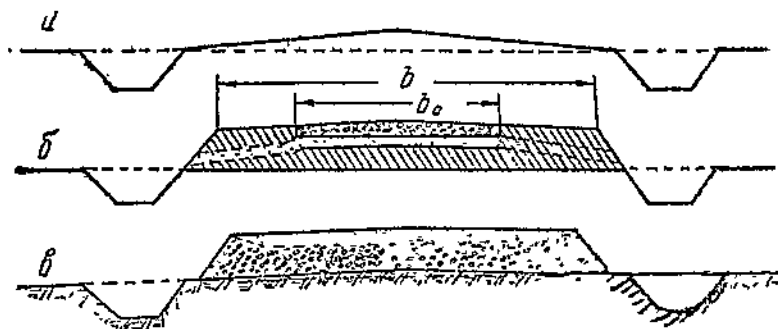
части, должна быть не менее 1,0 м. Поперечный уклон проезжей части i_1 должен равняться 0,04, а у обочин $i_2 = 0,06$. Проезжая часть дороги должна покрываться одеждой из твердых материалов, как-то: гравия, шлаков, ракушек, строительного боя и пр. Толщина слоя одежды проезжей части в уплотненном состоянии должна быть не менее 0,15 м.

На угольных рудниках США главные откаточные дороги строятся почти исключительно щебеночные и в очень редких случаях, при коротких расстояниях откатки с напряженным грузопотоком, — они делаются бетонные.

Щебеночные дороги (фиг. 225, в) в большинстве случаев состоят из двух слоев щебенки: нижнего, или субполотна, и верхнего, или одежды. Для субполотна употребляется щебенка круп-

ностью от 35 до 100 мм, а для одежды проезжей части — щебенка крупностью 5—25 мм. Толщина субполотна изменяется в пределах 0,2—0,6 м, а толщина одежды 0,15—0,30 м.

Достоинство щебеночных дорог в том, что они сравнительно просты по своему устройству и могут сооружаться довольно быстро. Для постройки их используется материал, обычно имеющийся в избытке на каждом руднике, т. е. отвалы пустых пород и отходы дробильно-сортировочных фабрик. Кроме того они вполне устойчивы даже при следовании по ним тяжелых отвальных агрегатов грузоподъемностью в 30—40 т; они хорошо пропускают воду и тре-



Фиг. 225. Поперечные профили дорог.

буют небольших расходов по содержанию их в исправности, в особенности если они хорошо укатаны.

Для гусеничных тракторов с гусеничными буксирными прицепами специальных дорог обычно не проводят, а дорожное полотно грунтовых дорог лишь периодически очищается и выравнивается при помощи тракторных скреперов или чаще бульдозеров.

2. Дороги в забоях и на отвалах

В забоях и на отвалах каких-либо специальных дорог обычно не устраивают, в чем и заключается одно из важнейших преимуществ безрельсового транспорта. Однако, рабочая площадка уступа, если она не расчищена и не выровнена, является либо мало пригодной, либо совершенно непригодной для движения по ней тяжелых агрегатов безрельсового транспорта и в особенности для агрегатов на пневматических шинах.

Поэтому для обеспечения нормальных условий движения автотранспорта и максимального сокращения износа шин в забоях нужно иметь достаточно ровные, гладкие и устойчивые площадки, которые по своим качествам приближались бы к нормальным шоссе-ным дорогам. С другой стороны, ввиду того что срок службы забойных дорог обычно очень невелик, строить их с какой-либо специальной одеждой было бы слишком дорого и медлительно, причем полная работоспособность их не была бы использована. Кроме того, так как

горные работы обычно ведутся на более или менее значительной глубине от поверхности, где полотном дороги служит полевное ископаемое или какая-нибудь устойчивая горная порода, то в применении специальной одежды для забойных дорог в большинстве случаев нет необходимости.

Вследствие этого устройство дорог в экскаваторных забоях обычно сводится к расчистке и выравниванию рабочей площадки уступа. Вся эта работа, как показывает опыт американских рудников, выполняется быстро, дешево и вполне надежно при помощи бульдозеров. Поэтому на рудниках Америки, ведущих разработку железных, медных, полиметаллических руд, угля и различных нерудных ископаемых открытым способом с применением безрельсового транспорта, бульдозеры не только получили весьма широкое распространение, но и являются совершенно неотъемлемой частью комплексной механизации горных работ. Более того, бульдозеры находят широкое применение не только на рудниках с безрельсовым транспортом, но и на рудниках с транспортом по рельсовым путям, в особенности при больших масштабах работ, так как выравнивание путевой трассы в забое к моменту передвижки рельсовых путей в новое положение осуществляется с помощью бульдозера дешевле и быстрее.

На отвалах, так же как и в забоях, при безрельсовом транспорте специальных дорог не строят, а лишь выравнивают при помощи бульдозеров разгрузочные площадки, так как срок службы этих площадок также очень не продолжителен. На устойчивых отвалах небольшой высоты безрельсовые агрегаты, в особенности автомашины с задней разгрузкой, могут подходить близко к бровке отвала, вследствие чего разгруженная порода скатывается под откос, не требуя планировки. Если же откаточные агрегаты оставляют породу на бровке отвала, то стланивание ее под откос также производится бульдозерами.

Откаточные агрегаты на гусеничном ходу, например гусеничные тракторы с буксирными гусеничными прицепами, менее требовательны к качествам забойных и отвальных дорог, и поэтому при применении их выравнивание дорог иногда осуществляется более простым способом, без помощи бульдозера. Так, например, на руднике Ведрон (США), на вскрышных работах откатка производится 95-сильным дизельным трактором с двумя 10-кубовыми гусеничными прицепами. Выравнивание дороги в забое производится при помощи нескольких обрубков старых изогнутых рельсов, которые посредством каната время от времени подцепляются к заднему прицепу и, волею след за ним, делают дорожное полотно гладким и чистым.

§ 4. Тяговые расчеты при безрельсовом транспорте

Двигающийся откаточный агрегат любого типа, так же как и железнодорожный поезд, находится под действием двух противоположно направленных сил: 1) силы тяги P , развиваемой двигателем, и 2) силы сопротивления движению W . Очевидно, что равномерное движение агрегата может иметь место только в том случае, когда $P = W$.

1. Сила тяги автомашин и тракторов

Силу тяги, развиваемую двигателем автомашины или трактора, в зависимости от места ее приложения подразделяют на следующие три вида:

1. Индикаторная сила тяги F_i , развиваемая внутри цилиндров двигателя, которая не может быть использована полностью, вследствие неизбежных потерь при передаче работы от цилиндров на обод движущих колес.

2. Касательная сила тяги F_k , развиваемая на ободе движущих колес, которая равна индикаторной силе тяги F_i , за вычетом потерь в передаточном механизме при передаче энергии от цилиндров к движущим колесам.

3. Сила тяги на крюке F_n , т. е. сила тяги, развиваемая на сцепном приборе трактора, седельного тягача или грузовой автомашины, если она используется для буксирования прицепных устройств. Сила тяги на крюке равна касательной силе тяги за вычетом сопротивления движению самого тягового агрегата, как простой повозки, т. е.

$$F_n = F_k - P (w''_0 \pm i), \quad (1)$$

где P — собственный вес тягового агрегата, m .

Касательная сила тяги любого тягового агрегата может быть определена из общеизвестного равенства:

$$N_e = \frac{F_k v 1000}{3600 \cdot 75 \cdot \mu} = \frac{F_k v}{270},$$

где N_e — эффективная мощность, развиваемая на валу двигателя, л. с.;

v — скорость движения агрегата, км/час;

μ — к. п. д. трансмиссии между валом двигателя и движущими колесами.

Следовательно, зная эффективную мощность двигателя, которая обычно дается в характеристиках тракторов, тягачей и автомашин, легко найти касательную силу тяги, развиваемую при той или иной скорости, которые также даются в характеристиках этих машин. Она будет равна:

$$F_k = \mu \frac{270 N_e}{v}. \quad (2)$$

Величина коэффициента полезного действия трансмиссии зависит от числа пар шестерен, посредством которых осуществляется передача энергии от коленчатого вала к движущим колесам, и от совершенства их изготовления. Коэффициент полезного действия одной пары цилиндрических или конических шестерен, при фрезерованных зубьях, включая трение в подшипниках осей, колеблется в пределах 0,95—0,98. Если передача производится через a пар шестерен, то общий к. п. д. равен произведению коэффициентов отдачи каждой пары, т. е.

$$\mu = (0,95 \div 0,98)^a.$$

Например, в автомашинах с тремя парами цилиндрических и конических передач $\mu = 0,86 \div 0,94$, или, в среднем 0,90.

В гусеничных тракторах кроме того необходимо учитывать к. п. д. гусеничного механизма, который по своей величине колеблется в пределах $\eta_a = 0,8 \div 0,95$, в зависимости от скорости движения. Следовательно, если принять для ориентировочных расчетов $\eta_a = 0,87$, то полный к. п. д. трансмиссии гусеничного трактора (например ЧТЗ-С-60 при двух цилиндрических и одной конической передачах) будет приблизительно:

$$\mu_a = \mu \eta_a = 0,90 \cdot 0,87 = 0,78.$$

2. Сопротивление движению безрельсовых агрегатов

Сопротивление движению агрегата W составляется из основных или постоянных сопротивлений, проявляющихся во все время движения, и дополнительных сопротивлений, проявляющихся в отдельные моменты движения под влиянием особых условий.

К постоянным сопротивлениям относятся: сопротивление воздуха, сопротивление от трения в различных частях откаточного агрегата, сопротивления перекачиванию по дорожному полотну и сопротивления от ударов и толчков.

К дополнительным сопротивлениям относятся: сопротивление от инерции откаточного агрегата при трогании с места и при изменении скорости движения и сопротивление от уклонов.

Постоянные сопротивления или сопротивления на горизонтальном участке дороги. При приближенных тяговых расчетах сопротивлением воздуха можно пренебречь, так как при сравнительно малых скоростях движения величина его невелика.

Величина постоянного сопротивления движению по горизонтальному участку дороги, состоящая из сопротивления перекачиванию агрегата по дорожному полотну и сопротивлений от ударов, толчков и трения, определяется опытным путем при установившемся движении. Она зависит от устройства ходовых частей агрегата, от веса и скорости движения его, от качества дороги и других факторов.

Если через w_0 обозначим постоянное сопротивление на горизонтальной дороге, отнесенное к 1 т веса агрегата, то полное постоянное сопротивление будет равно:

$$W_0 = Q w_0,$$

где W_0 — полное сопротивление движению на горизонтальной дороге, кг;

Q — полный вес безрельсового агрегата с грузом, т;

w_0 — удельное сопротивление, кг/т.

Средние значения удельного сопротивления (w_0) для различных типов дорог и безрельсовых агрегатов на пневматическом и гусеничном ходу приведены в табл. 49.

Дополнительные сопротивления. Из дополнительных сопротивлений в данном случае подлежит учету только сопротивление от уклона (подъема), так как сопротивление от кривых при движении безрельсовых агрегатов отсутствует.

Средние значения удельного сопротивления w_0 в кг на тонну веса агрегата при движении по горизонтальному пути

Д о р о г и	Автомашинны и седельные тягачи на пневматиках	Гусеничные тракторы и гусеничные прицепы
Сыпучий песок	220	125
Грунтовая дорога среднего качества	100	70
Дорога с неукатанным щебнем	150	—
Бульжная мостовая	50	60
Бетонные и асфальтовые дороги	10	30
Укатанная зимняя дорога	35	60
Песчаная дорога	100	70
Глубокая грязь	—	100—150
Гравийная дорога, обработанная битумом	11	—
Гравийная дорога, необработанная, укатанная	12	—
Неукатанный гравий	23	—
Грязная размягченная гравийная дорога	55	—

Удельное сопротивление от уклона, как известно, равно величине этого уклона (см. главу IX, § 6).

Таким образом полное сопротивление движению безрельсового агрегата на уклоне будет равно:

$$W = Qw_0 \pm Q \cdot i$$

или

$$W = Q(w_0 \pm i). \quad (3)$$

3. Определение веса полезной нагрузки безрельсовых агрегатов

При транспорте полезных ископаемых и пустых пород грузопоездами с помощью гусеничных тракторов и седельных тягачей для осуществления равномерного движения по заданному предельному подъему необходимо, чтобы полное сопротивление движению грузопоезда, т. е. произведение из удельных сопротивлений на его вес равнялось бы силе тяги на крюке или касательной силе тяги за вычетом сопротивления движению трактора или тягача, как простой повозки.

Полное сопротивление при движении на подъем из равенства (3):

$$W = Q_1 (w_0' + i),$$

где Q_1 — полный вес прицепленного к трактору или тягачу грузопоезда, т;

w_0' — удельное сопротивление движению прицепов на горизонтальной дороге, кг/т.

Сила тяги на крюке трактора или тягача из равенства (1)

$$F_n = F_x - P (w_0'' \pm i),$$

где P — собственный вес трактора или тягача, m ;

w_0'' — удельное сопротивление движению трактора или тягача, как повозки на горизонтальной дороге, $кг/т$.

Следовательно, для осуществления равномерного движения на подъеме i необходимо

$$W = F_k \text{ или } Q_1 (w_0' + i) = F_k - P (w_0'' + i);$$

откуда:

$$Q_1 = \frac{F_k - P (w_0'' + i)}{w_0' + i}. \quad (4)$$

Если ходовое устройство прицепов и тягача одинаковы (например, гусеничный трактор и гусеничные прицепы, или седельный тягач на пневматиках и седельные прицепы на пневматиках), то $w_0' = w_0'' = w_0$. Тогда

$$Q_1 = \frac{F_k}{w_0 + i} - P. \quad (5)$$

Если обозначим через p — мертвый вес одного прицепа, m ; q — средний полезный груз одного прицепа, m , то количество прицепов в грузопоезде:

$$n = \frac{Q_1}{p + q}. \quad (6)$$

При транспорте руды и пустых пород автомашинами (без прицепов) полезный вес автомашины с грузом при движении по заданному предельному подъему будет:

$$Q = \frac{F_k}{w_0 + i}. \quad (7)$$

Перевозимый полезный груз Q_a за один рейс при этом

$$Q_a = \frac{F_k}{w_0 + i} - P_a, \quad (8)$$

где P_a — вес автомашины без груза, m .

Вычисленная касательная сила тяги трактора, тягача или автомашины может быть реализована только в том случае, когда сила сцепления движущих колес или гусеничных лент с полотном дороги больше силы тяги F_k , т. е. должно быть соблюдено неравенство

$$P_c f \geq F_k,$$

где P_c — сцепной вес тягового двигателя, т. е. вес, приходящийся на движущие колеса,

f — коэффициент трения колес или гусениц по полотну дороги.

Для грузовых автомобилей P_c составляет около 70% их веса, для седельных тягачей — 55%—62%, для гусеничных тракторов — 100% веса.

Коэффициент трения f можно принимать:

Для автомобилей и седельных тягачей на сухой грунтовой дороге	$f=0,25$
» » » » » на мостовой » »	$f=0,32$
» гусеничных тракторов на сухой грунтовой дороге	$f=0,80$
» » » » » мостовой »	$f=0,25$

Предельные уклоны и предельные кривые

Предельные кривые. Хотя безрельсовые агрегаты при движении по кривым участкам дороги, даже со сравнительно малыми радиусами закруглений, не испытывают дополнительных сопротивлений движению, как это имеет место при движении подвижного состава по рельсовым путям, однако минимальные радиусы закруглений определяются, с одной стороны, поворотливостью агрегатов, и с другой, — мерами безопасности движения.

По опытным данным американских рудников, минимальный радиус закруглений на главных заездах в карьер при транспорте 15—30-тонными автомашинами желательного иметь не менее 15 м и окружать их земляным валом. Однако в исключительных случаях при петлевых заездах в карьер допускаются иногда и меньшие радиусы закруглений. Так, например на руднике Джером (Юнайтед Верде, США), минимальный радиус закруглений на петлевых заездах составлял 6,6 м, а на руднике Луиза (Миннесота) при транспорте 15-тонными автомашинами — 6,0 м с ограждением перегиба земляным валом.

Предельные уклоны или подъемы. Предельные уклоны в грузовом направлении на американских угольных рудниках практически достигают 6—7% и на металлических рудниках — до 10%, а в исключительных случаях 12—15%. Для угольных рудников наиболее приемлемыми, как предельные, считаются уклоны в 4,5—5,0%, а для металлических рудников, имеющих обычно значительно большую глубину разработок, — 7—8% и как максимум — 10%. В тех случаях, когда для возвращения в карьер порожняком устраиваются специальные заезды, предельные уклоны на них допускаются до 20%, что, например, имеет место на некоторых рудниках железорудного района Месаби. Однако на металлических рудниках наиболее умеренными надо считать уклоны в грузовом направлении около 5—7%.

§ 5. Расчет потребного количества агрегатов для обслуживания экскаваторов

Полное время оборота откаточного агрегата от начала одной погрузки до начала следующей, выраженное в минутах, определяется равенством:

$$T = t_0 + \left(\frac{60}{v_1} + \frac{60}{v_2} \right) \frac{L}{2} + t_p, \quad (1)$$

где t_0 — время погрузки агрегата экскаватором, мин.;

v_1 — скорость движения с грузом, км/час;

v_2 — скорость движения порожняком, км/час;

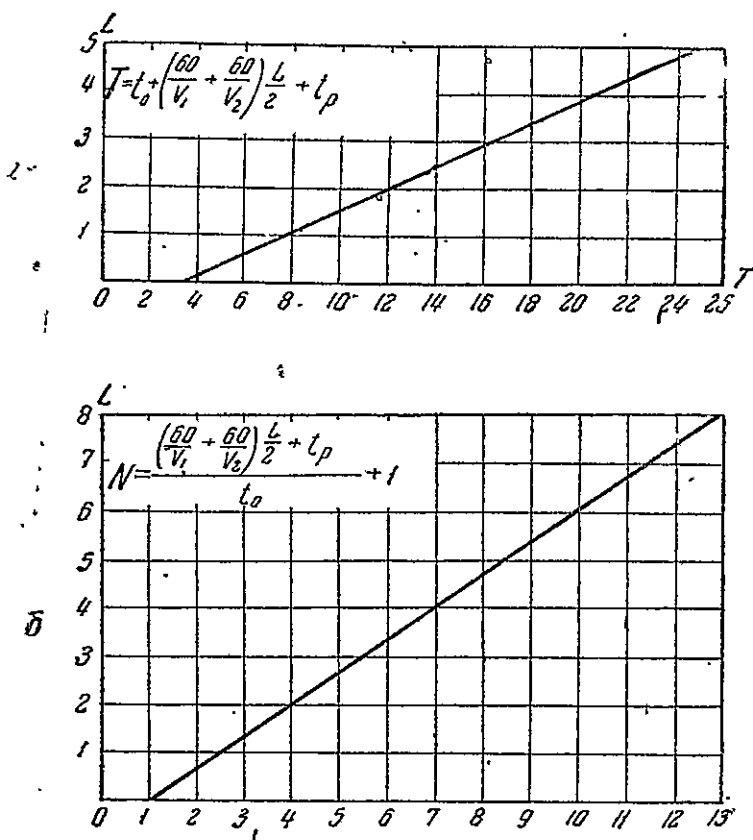
L — суммарное расстояние откатки в оба конца, км;

t_p — время разгрузки агрегата на фабрике или на отвале, мин.

Так как уравнение (1) линейное, то по двум вычисленным значениям T легко построить график для определения времени оборота откаточных агрегатов при различных расстояниях откатки. На фигуре 226, а, например, построен график для 15-тонных автомашин, обслу-

живающих экскаватор с ковшом емкостью $1,5 \text{ м}^3$, при условиях, что $t_0 = 3 \text{ мин.}$; $v_1 = 12,8 \text{ км/час}$; $v_2 = 16 \text{ км/час}$; $t_p = 0,5 \text{ мин.}$

Зная время оборота автомашины, легко определить количество рейсов в смену и сменную производительность ее. Коэффициент использования автомашин по времени обычно принимается равным $0,85$ —



Фиг. 226. Графики:

- а — для определения времени оборота безрельсовых агрегатов,
б — для определения количества безрельсовых агрегатов при непрерывной подаче порожняков к экскаваторам.

$0,95$, так как часть времени затрачивается на заправку горючим и на различные мелкие задержки.

Подобные графики строятся для каждого типа добычного экскаватора, если на руднике работает их несколько, и для автомашин различной грузоподъемности. Имея два-три таких графика, можно быстро и безошибочно определить время, необходимое на один рейс агрегата, а затем и сменную норму его производительности, в зависимости от расстояния откатки, типа обслуживаемого им экскаватора и грузоподъемности агрегата. Скорости движения v_1 и v_2 , а также время погрузки t_0 и время разгрузки t_p , входящие в формулу (1)

устанавливаются, как правило, на основе довольно продолжительных хронометражных наблюдений.

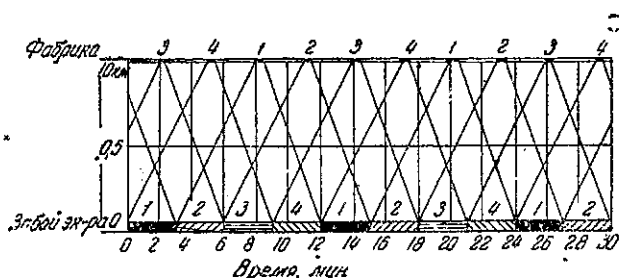
Количество автомашин или вообще безрельсовых агрегатов, необходимых для обеспечения непрерывной работы экскаватора, определяется по формуле:

$$N = \frac{\left(\frac{60}{v_1} + \frac{60}{v_2} \right) \frac{L}{2} + t_p}{t_0} + 1. \quad (2)$$

Это уравнение тоже линейное, и по двум вычисленным значениям N легко построить график (фиг. 226, б) для определения потребного количества автомашин, обеспечивающего непрерывную работу экскаватора при изменяющемся расстоянии откатки. На оси абсцисс наносится количество автомашин, а на оси ординат — расстояние откатки в оба конца в километрах.

Эти графики строятся на основе тех же хронометражных наблюдений, которые необходимы для построения графика, изображенного на фиг. 226, а, причем они также строятся для различных размеров экскаваторов и для агрегатов различной грузоподъемности. Это дает возможность быстро и безошибочно определять потребное количество агрегатов при работе на том или ином участке залежи.

Графики на фиг. 226 построены на основе одних и тех же хронометражных наблюдений для 15-тонных автомашин, обслуживающих экскаватор с ковшом емкостью 1,5 м³. Если, например, расстояние откатки в оба конца равно 2 км, то по графику фиг. 226, а находим время оборота автомашины, равное 12 мин. Следовательно, в течение часа она сделает 5 рейсов, и часовая производительность ее будет $5 \times 15 = 75 \text{ т}$. По графику фиг. 226, б находим, что при этом расстоянии (2 км) для непрерывной работы экскаватора необходимо 4 автомашины. Организация движения их между забоем экскаватора и дробильной фабрикой показана отдельно на фиг. 227 за получасовой



Фиг. 227. График движения автомашин при непрерывной подаче порожняка к экскаватору.

промежуток времени, в течение которого они совершают 10 рейсов, т. е. обеспечивают часовую производительность экскаватора в 300 т. При коэффициенте использования экскаватора на 90% фактическая часовая производительность будет 270 т, или 2160 т за 8-часовую смену.

§ 6. Содержание, ремонт и амортизация рудничного автотранспортного оборудования

1. Расход горючего

Важнейшей статьей расхода при эксплуатации рудничного автотранспортного оборудования является горючее, потребление которого машинами одного и того же типа колеблется в довольно широких пределах и зависит от качества дорог, крутизны уклонов и от состояния погоды.

Однако при удовлетворительном состоянии дорожного полотна и при постоянном для данного рудника профиле главных откаточных дорог расход горючего для каждого типа машины остается более или менее постоянным.

Данные о фактическом расходе gasoline на американских угольных карьерах при транспорте угля из забоев добычных экскаваторов до перегрузочных станций или обогатительных фабрик большегрузными автомашинами и седельными тягачами грузоподъемностью от 15 до 30 т приведены в табл. 50. Максимальная глубина, разработок на этих карьерах не превышает 18—20 м, и составляет в большинстве случаев 12—15 м, а средняя длина откатки 0,6—3,2 км в один конец; крутизна уклонов — 3—6% с некоторыми отклонениями в ту и другую сторону.

Таблица 50

Расход gasoline при транспорте угля из карьеров большегрузными автомашинами и седельными тягачами на американских рудниках

Рудники	Тип автомашины или тягача	Грузоподъемность, т	Количество машин в работе, шт.	Средняя длина откатки в оба конца, км	Средний пробег на 1 л gasoline, км	Средний расход gasoline на 100 км пробега, л
I. Большегрузные автомашины						
Стримлайн	Макк	15	10	2,4	0,74	135
Санлайт № 11	Макк	15	8	6,4	0,68	147
Санлайт № 11	Макк	30	2	6,4	0,42	238
II. Седельные тягачи						
Патока	Интернационал	16	3—4	1,6	0,84	119
Патока (II)	Интернационал	20	6—7	6,4	0,84	119
Нюс	Автокар	20	8	4	0,84	119
Олд Глори № 17	Вальтер	20	2	3,2	0,84	119
Миннехаха	Автокар	20	3	1,2	0,74	135

Фактический расход горючего дизельными 15-тонными автомашинами мощностью по 150 л. с. на железном руднике «Луиза», при длине откатки в 970 м, из которых 650 м, или почти 65% с подъемом в 40%, составлял в среднем 11,4 л/час.

Что касается смазочных материалов, то по фактическим данным угольных рудников средний расход их составляет около 0,6 л в 7-часовую смену на одну 15-тонную автомашину.

2. Износ шин

На грузовых автомашинах и прицепах применяются шины трех типов: 1) массивные или так называемые грузошины, 2) эластические и 3) пневматические шины.

Грузошины изготовляются полукруглого или трапециoidalного сечения. Сплошной резиновый покров помещается на стальном бандаже, снабженном по всей окружности выемками в форме ласточкина хвоста, в которые запрессовывается эбонит, сверху эбонита накладывается резиновая шина и все вместе вулканизируется.

Эластические шины отличаются от грузошин тем, что они имеют наружные выемки и внутренние пустоты для увеличения их эластичности.

На большегрузных автомашинах, седельных тягачах и седельных прицепах рудничного типа преимущественное распространение имеют пневматические шины увеличенных размеров. Так, например, если на автомашинах нормальной грузоподъемности применяются шины размерами 8" × 36", 7" × 34" и 6" × 24", с допускаемой нагрузкой соответственно в 1685 кг, 1425 кг и 640 кг, то на большегрузных автомашинах и седельных прицепах размер шин достигает 13,5" × 24" при давлении воздуха внутри шин в 6,7 кг/см², с допускаемой нагрузкой на шину в 5200 кг.

Срок службы шин зависит от их качества и качества дорог и колеблется в пределах от 12 000 до 40 000 км пробега.

В табл. 51 приведены фактические данные о сроках службы пневматических шин различных размеров, применяющихся на большегрузных автомашинах, седельных тягачах и седельных прицепах.

Таблица 51

Средние фактические сроки службы пневматических шин (в км пробега) на угольных карьерах США

Рудники	Тип повозки	Грузо- подъем- ность, т	Шины		Пробег до замены, км
			передние или задние	размеры в дюймах	
Санлайт № 11	Автомашинны	15	задние	13 × 24	16100—19200
		15	передние	11,25 × 24	
Аллендейль	Седельный прицеп	15	задние	13,5 × 24	29000—32000
		15	»	18 × 24	
Патока	Седельные тягачи для 16 и 20 т	16—20	»	10,5 × 20	25 600
			»	11,25 × 20	
Патока	прицепов	»	»	11,25 × 24	38 400
			»	9,75 × 20	
			»	10,5 × 20	
Патока	Седельные прицепы	16—20	»	12,0 × 24	38 400
			»	12,0 × 24	

На металлических рудниках сроки службы шин несколько меньше, чем на каменноугольных, по той причине, что при добыче угля откатка внутри карьеров производится обычно по хорошо подчищенной, иногда совершенно гладкой, угольной берме, тогда как в металлических рудниках забойные дороги, даже после расчистки, остаются усыпанными острыми осколками крепкой руды или породы, врезающимися в автопокрышки. Для 15-тонных автомашин срок службы шин определяется ориентировочно в 13 000—14 000 км, что однако требует еще изучения и проверки; возможно, что при хороших главных и забойных дорогах он будет значительно больше.

3. Ремонт и амортизация автомашин

Точных данных о сроках амортизации большегрузных машин, работающих в тяжелых рудничных условиях при экскаваторной погрузке, пока не имеется.

По данным американских рудников, применяющих автомашины грузоподъемностью в 15—30 т, срок службы их ориентировочно оценивается не менее чем в 10 000 часов, или при чистом времени работы по 2500 часов в год — 4 года. Эта оценка основывается на том, что машины, проработавшие уже около 4 000 часов, находятся еще в очень хорошем состоянии.

Естественно, что срок службы автомашин зависит от организации всех видов механического ремонта и своевременности замены износившихся деталей. Текущий и средний ремонт обычно производится в полевых гаражах, а капитальный — в центральных ремонтно-механических мастерских. Ежегодная стоимость всех видов механического ремонта 15-тонных автомашин составляет 8—10,5% от первоначальной их стоимости и 30-тонных — от 10 до 11,5% первоначальной стоимости.

ГЛАВА XI

КОНВЕЙЕРНЫЙ И КОМБИНИРОВАННЫЙ ТРАНСПОРТ

§ 1. Общие понятия об организации непрерывного транспорта и условия его применения

Опыт последних двух десятилетий показал, что при существующих видах транспорта полезных ископаемых из карьеров к дробильно-обогащительным фабрикам большими массами с той или иной периодичностью создается весьма неравномерный режим работы этих фабрик. На большинстве карьеров дробильные и сортировочные установки иногда слишком много времени простаивают из-за недостатка руды, а в другое время работают с перегрузкой. В конце концов это приводит к довольно длительным простоям экскаваторов и транспортного оборудования.

С другой стороны, периодические перегрузки дробильно-обогащительных фабрик приводят к перегрузке их аппаратуры, в результате чего, например, мелко дробленый материал при переполнении грохотов не успевает полностью пройти через соответствующие отверстия, и значительное количество его уходит с верхним продуктом, т. е. сортировка по крупности становится несовершенной и неудовлетворительной. Аналогичные явления имеют место при промывке, отсадке и при других процессах обогащения.

Осуществление непрерывного равномерного потока рудной массы из карьера к фабрике позволяет, с одной стороны, создавать наиболее выгоднейший режим работы дробильно-обогащительной аппаратуры и обеспечить потребителя высококачественной продукцией, а с другой стороны — устранить полностью или сократить до минимума простои экскаваторов.

Основными техническими средствами при осуществлении принципа непрерывного потока являются ленточные конвейеры в чистом виде или в комбинации с моторным безрельсовым транспортом.

Слабое развитие поточной системы в горнорудной промышленности до последнего времени объяснялось: а) трудностью или невозможностью перемещения с помощью конвейеров крупнокускового материала при большом удельном весе его, и б) отсутствием надежных, достаточно гибких и подвижных транспортных агрегатов для сборочного транспорта. Поэтому практическое осуществление непрерывного потока в горнорудной промышленности при открытых разработках в последнее время стало возможным, благодаря: а) переводу

стадии первичного дробления в карьер, и б) широкому развитию моторного безрельсового транспорта, используемого в этих случаях в качестве сборочного.

Существующие системы очистных работ с применением конвейерного транспорта подразделяются на две группы:

1) системы со сквозным конвейерным транспортом;

2) системы с комбинированным моторно-конвейерным транспортом.

Первая группа систем характеризуется: а) наличием магистрального, или главного, конвейера, и б) наличием одного или нескольких забойных конвейеров, примыкающих к магистральному. Магистральный и забойные конвейеры могут состоять, в зависимости от расстояния транспорта, из одной или нескольких секций.

Системы со сквозным конвейерным транспортом в зависимости от направления перемещения забойных конвейеров подразделяются на три вида:

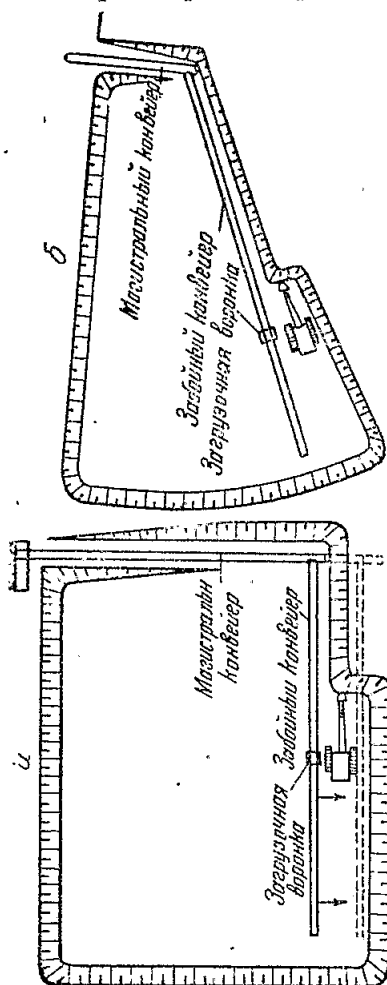
а) система параллельной выемки (фиг. 228, а);

б) система веерной выемки (фиг. 228, б),

в) радиально-тупиковая система выемки (фиг. 229).

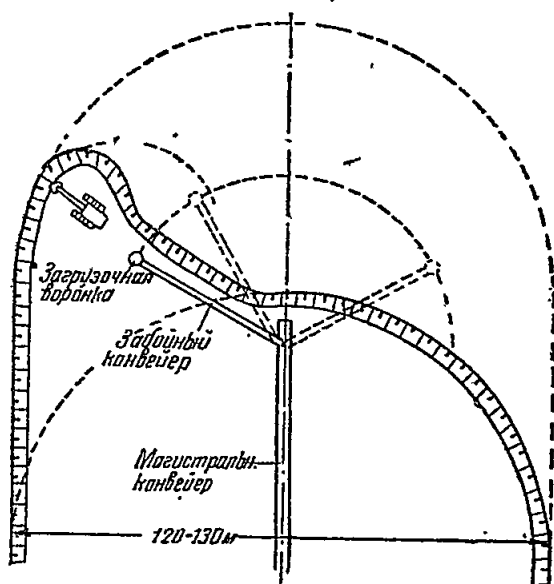
Вторая группа систем характеризуется: а) наличием магистрального конвейера, в большинстве случаев с первичной дробильной установкой у приемного конца магистралы, и б) применением моторного безрельсового транспорта в качестве сборочного вместо забойных конвейеров (фиг. 230).

Первая группа систем применяется преимущественно при разработке горизонтальных и пологопадающих залежей при большой мощности полезного ископаемого и малой мощности покрывающих пород. Вторая группа систем находит применение почти при любых условиях залегания полезных ископаемых, доступных для эксплуатации открытыми работами. В том и другом случае вскрышные работы либо полностью заканчиваются к моменту начала очистных



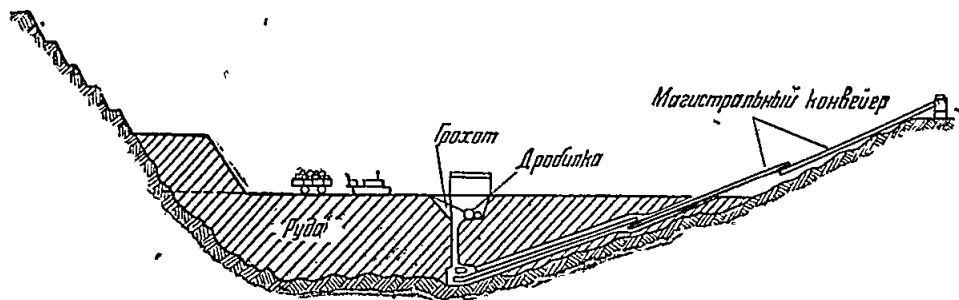
Фиг. 228. Схемы сквозного конвейерного транспорта: а — при системе выемки параллельными ходами, б — при веерной системе выемки.

работ, либо они ведутся одновременно с очистными, но с применением других видов транспорта, в особенности при работе в скальных породах, когда дробление последних с целью использования ленточ-



Фиг. 229. Схема сквального конвейерного транспорта при радиально-гупиковой системе выемки.

ных конвейеров для их перемещения в отвал было бы нерациональным.



Фиг. 230. Схема комбинированного моторно-конвейерного транспорта.

Комбинированный моторно-конвейерный транспорт за последние годы начинает применяться более широко на рудниках США при доработке глубоких горизонтов карьеров (100 м и более), когда рельсовый транспорт с дальнейшим увеличением глубины разработок становится мало эффективным вследствие нарастающего снижения его производительности.

При вскрышных работах конвейерный транспорт применяется преимущественно при системе разработки с перевалкой породы в выработанное пространство. В этих случаях конвейерные установки, в виде бандвагенов, самоходных стаккеров и транспортно-отвальных мостов, перемещаются вместе с вскрышными экскаваторами вдоль уступа вперед и назад в соответствии с принятой системой вскрышных работ — параллельными или верными ходами.

При очистных работах поток полезного ископаемого по забойному конвейеру обычно имеет параллельное направление по отношению к экскаваторному ходу, а при вскрышных, с перевалкой породы в выработанное пространство, — перпендикулярное. Поэтому конвейерные установки, предназначенные для вскрышных и очистных работ, в конструктивном отношении неодинаковы.

§ 2. Конструктивные особенности конвейерных установок для вскрышных и очистных работ. Бандвагены, стаккеры, транспортно-отвальные мосты

Конвейерные установки для очистных работ состоят из магистральных и забойных ленточных конвейеров, причем число последних может быть от 1 до 3 и более, работающих на один общий магистральный конвейер.

Забойные конвейеры передвигаются после выемки каждой заходки параллельно фронту работ. Ширина или глубина передвижки равна ширине экскаваторного хода одноковшового экскаватора и изменяется в пределах 10—15 м. В зависимости от длины и высоты уступа и производительности экскаватора забойные конвейеры передвигаются из одного положения в другое через несколько дней или несколько недель.

По этим причинам забойные конвейеры в конструктивном отношении должны удовлетворять двум важнейшим требованиям, а именно: 1) иметь небольшой вес на 1 пог. м установки и 2) допускать быструю сборку и разборку их.

В целях удовлетворения этим требованиям станцы забойных ленточных конвейеров обычно делаются составными из отдельных металлических или деревянных звеньев длиной 3—5 м, на которых укрепляются опорные ролики для лотковой ленты. Что касается устройства роликовых опор, приводных и натяжных устройств и других деталей, то они принципиально ничем не отличаются от устройства их на обычных ленточных конвейерах общеизвестных конструкций¹.

Забойные конвейеры устанавливаются параллельно экскаваторному ходу на деревянных брусках или шпалах. Для погрузки полезного ископаемого одноковшовыми экскаваторами над конвейерами устанавливаются передвижные загрузочные воронки с питателями.

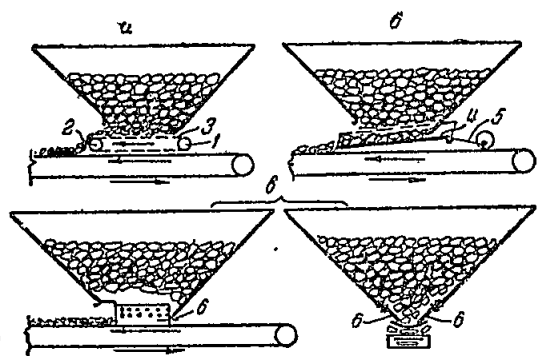
На забойных конвейерах применяются питатели трех типов: 1) пластинчатые (фиг. 231, а), 2) качающиеся лотковые (фиг. 231, б) и 3) фартуковые (фиг. 231, в).

¹ Подробно о конвейерных установках см.: 1) проф. П. С. Ковьин, Машины непрерывного транспорта, ч. I; 2) проф. А. О. Спиваковский, Конвейерные установки, ч. I.

Пластинчатый питатель представляет собой бесконечную ленту, состоящую из металлических пластин, соединенных между собой шарнирно. Лента 3 огибает два барабана: ведущий 1 и ведомый 2. Ведущий барабан приводится в действие электромотором мощностью в 3—5 л. с. Скорость движения ленты 0,3—0,5 м/сек.

Качающийся питатель состоит из металлического лотка 4, которому посредством шатунно-кривошипной передачи 5 сообщаются возвратно-поступательные движения. Эти движения совершаются по тому же закону, что и движения решета качающихся конвейеров.

Фартуковый питатель состоит из двух резиновых пластин 6—6, укрепленных к стенкам загрузочной воронки. Чем больше пластины перекрывают конвейерную ленту, тем меньше поступает материала из воронки на конвейер, и наоборот.



Фиг. 231. Типы питателей для ленточных конвейеров.

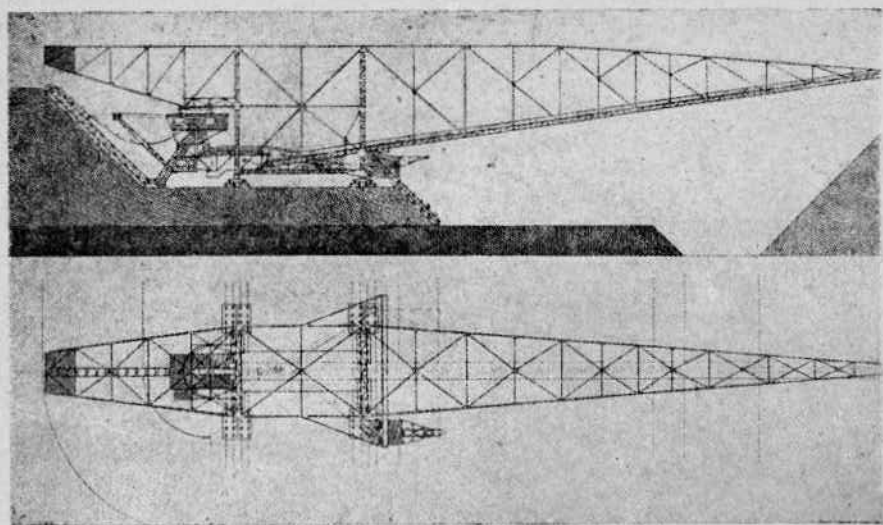
Наиболее надежным и совершенным является пластинчатый питатель, но недостаток его в том, что он имеет значительно больший вес и большие размеры по сравнению с питателями других типов.

Фартуковый питатель — самый простой по устройству, но недостаток его в том, что он увеличивает сопротивление движению ленты и повышает ее износ.

Магистральные конвейеры по своему устройству ничем не отличаются от стационарных ленточных конвейеров. Станины их, несущие на себе роликовые опоры для грузовой и холостой ветвей ленты, делаются металлическими или деревянными, из брусьев квадратного или прямоугольного сечения. При длительном сроке службы магистральных конвейеров они для защиты от непогоды прикрываются навесами или помещаются в галлереях с деревянной или металлической обшивкой.

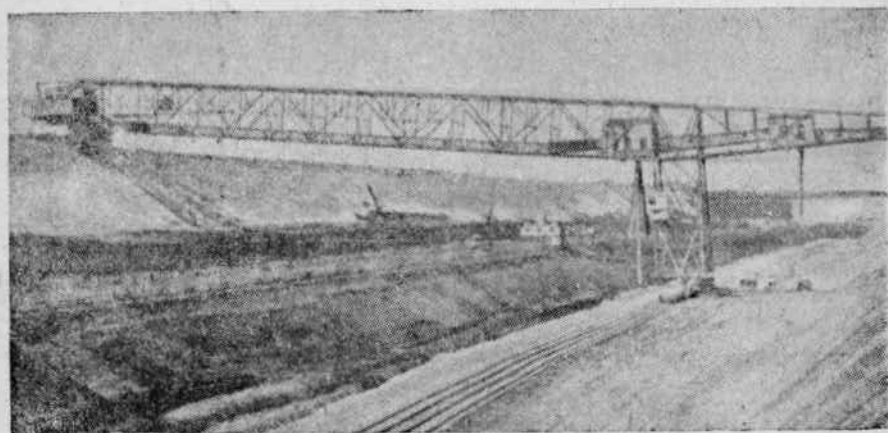
На вскрышных работах с применением многоковшевых экскаваторов для транспорта пустых пород в выработанное пространство применяются бандвагены и транспортно-отвальные мосты.

Бандваген (фиг. 232) представляет собой двухконсольную металлическую ферму, установленную с помощью шариковых опор на рельсовом ходу. На одной консоли устанавливается ленточный транспортер, а на второй — противовес, уравновешивающий рабочую консоль. Пустая порода от одного или одновременно от двух вскрышных экскаваторов с помощью вспомогательных транспортеров передается на ленту бандвагена и перемещается в отвал, расположенный в выработанном пространстве.



Фиг. 232. Схема вскрышных работ с применением бандвагена.

Бандваген перемещается по фронту работ с помощью самостоятельной силовой установки с такой же скоростью, с какой двигаются



Фиг. 233. Общий вид транспортно-отвального моста.

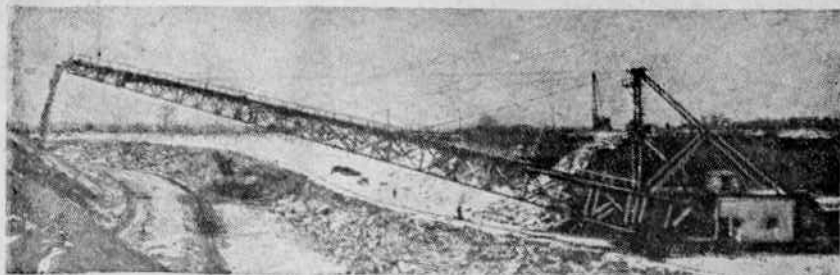
экскаваторы. Длина консольного вылета бандвагенов, считая от наружного рельса в сторону отвала, бывает 40—80 м, вес 60—150 т, часовая производительность до 600 м³.

При разработке мощных пластов, когда длина пролета между вскрышным экскаватором и отвалом достигает 150—350 м, вместо бандвагенов применяются транспортно-отвальные мосты (фиг. 233). Основ-

ное отличие их от бандвагенов заключается в том, что металлическая ферма, несущая на себе ленточный конвейер, одним концом опирается непосредственно на корпус или ходовое устройство вскрышного экскаватора, а второй конец поддерживается на специальной подвижной опоре, перемещающейся в выработанном пространстве по специальному двухрельсовому или четырехрельсовому пути.

Опора моста на стороне отвала имеет самостоятельную электро-силовую установку для ходового механизма и перемещается вдоль карьера в ту и другую сторону с такой же скоростью, что и экскаватор.

Транспортно-отвальные мосты строятся по проектам, предусматривающим вполне определенные условия разработки, и поэтому они



Фиг. 234. Общий вид стаккера. Длина пролета 75 м. Производительность до 380 м³/час.

могут быть использованы только в тех условиях, для которых они построены. Они применяются только в сочетании с многоковшевыми экскаваторами при разработке пластов, характеризующихся выдержанной мощностью, правильным залеганием и достаточно большими размерами по простиранию и вкрест простирания.

При вскрышных работах с применением одноковшевых экскаваторов для перемещения пустых пород в выработанное пространство применяются специальные вскрышные экскаваторы большой мощности с большими рабочими размерами (см. главу V, фиг. 131 и 132) или экскаваторы нормальных стандартных размеров с передвижными стаккерами (фиг. 234).

По своему устройству самоходный стаккер подобен бандвагену и отличается от последнего лишь тем, что он устанавливается не на рельсовом, а на гусеничном ходу. На противовесной стороне фермы стаккера, над ленточным транспортером, устанавливается загрузочная воронка с пластинчатым или качающимся питателем.

Достоинство стаккеров по сравнению с бандвагенами в том, что они при наличии гусеничного хода могут перемещаться и поворачиваться в любом направлении. Это значительно упрощает их обслуживание, так как для их передвижки не требуется рельсовых путей. В отношении условий применения они более универсальны по сравнению с бандвагенами и транспортно-отвальными мостами. Управ-

ление механизмов стакера обычно сосредоточивается на экскаваторе, поэтому обслуживание обоих механизмов осуществляется одним машинистом и его помощником.

§ 3. Производительность конвейерных установок

Производительность ленточных конвейеров зависит от формы и размеров поперечного сечения слоя материала, который может удерживаться на ленте при ее движении, от скорости движения ленты и от объемного веса транспортируемого материала. Форма и размеры поперечного сечения слоя материала в свою очередь зависят от формы и ширины ленты и от угла естественного откоса материала при движении его вместе с лентой.

Для определения производительности ленточного конвейера с плоской горизонтальной лентой при перемещении сыпучих и кусковых материалов проф. П. С. Козьмин рекомендует следующую формулу¹:

$$Q = 576 B^2 \gamma v \operatorname{tg} \frac{\rho}{2},$$

где Q — часовая производительность конвейера, m ;

B — ширина ленты, m ;

v — скорость движения ленты, $m/сек$;

γ — насыпной вес материала, m/m^3 ;

ρ — угол естественного откоса перемещаемого материала в движении.

При транспорте таких материалов, как уголь, песок, гравий, мелкокусковые руды и породы, угол естественного откоса $\rho = 30^\circ$. Подставив его значение в вышеприведенную формулу, получим:

$$Q = 154 B^2 \gamma v \text{ } m/час.$$

Для определения производительности конвейера с корытообразной (лотковой) лентой формула имеет вид:

$$Q = 148 \left(1 + 3,65 \operatorname{tg} \frac{\rho}{2} \right) B^2 \gamma v, \text{ } m/час$$

или при угле естественного откоса для угля, руд и других мелкокусковых материалов, равном 30° , эта формула примет вид:

$$Q = 292 B^2 \gamma v \text{ } m/час.$$

Для наклонных транспортеров производительность берется в процентах от производительности горизонтальных при той же ширине лент. В зависимости от угла наклона транспортера β_2 она приблизительно равна:

при $\beta_2 = 11-15^\circ$	95%, или 0,95Q
» $\beta_2 = 16-18^\circ$	90%, » 0,90Q
» $\beta_2 = 19-22^\circ$	85%, » 0,85Q

¹ Проф. П. С. Козьмин, Машины непрерывного транспорта, ч. II, ОНТИ, 1935.

§ 4. Общее технико-экономическое сравнение различных видов рудничного транспорта

На основании технико-экономического анализа работы рельсового и безрельсового транспорта на американских каменноугольных карьерах А. Л. Тоенгес и Ф. А. Jones установили, что если длина откатки от забоя до обогатительной фабрики (менее 2,2 км (в один конец), то эксплуатационные расходы при безрельсовом транспорте меньше, чем при транспорте по рельсовым путям. Если же длина откатки в один конец более 2,2 км, то транспорт по рельсовым путям дешевле безрельсового транспорта.

Этот вывод относится к автотракторному оборудованию грузоподъемностью до 20—25 т. Фактически безрельсовый транспорт за последнее время применяется при длине откатки до 12 км в один конец с использованием быстроходных 40-тонных седельных тягачей с седельными прицепами. Другими словами, экономические пределы применения безрельсового транспорта, ограниченные расстоянием откатки в 2,2 км, фактически, очевидно, могут быть расширены за счет применения более мощных и быстроходных безрельсовых агрегатов. Опыты применения 40- и 80-тонных механизмов показывают, что эти пределы будут около 8 км.

В рудной и нерудной промышленности США применяются преимущественно автомашины грузоподъемностью 15—30 т. Очевидно, в американских условиях и для этих отраслей горной промышленности при такой грузоподъемности автомашин экономические пределы применения безрельсового транспорта будут также около 2,2—2,5 км.

В связи с этим заслуживает внимания анализ различных видов горного транспорта применительно к условиям открытых разработок железорудного района Месаби, проведенный Л. С. Мооре.

В своем технико-экономическом анализе Мооре рассматривает 8 различных комбинаций горного транспорта для одного из рудников района Месаби. Годовая производительность рудника 1050 000 т сырой руды и 380 000 м³ вскрыши, или всего 1 670 000 т горной массы. Добыча руды ведется в течение 120 дней в году по две восьмичасовых смены в сутки, а вскрыша в течение 80 дней по две смены в сутки, т. е. общее количество рабочих смен в году равно 400. Среднее расстояние от забоя до промывочной фабрики: а) при транспорте по рельсовым путям с максимальным уклоном до 2,66%—6900 м, б) при безрельсовом транспорте с максимальным уклоном до 9%—5640 м. Глубина карьера около 40 м.

Применительно к условиям этого рудника рассматриваются следующие виды транспорта: 1) паровозный — нормальной колеи при сцепном весе паровозов 67 т, по 4 думпкара в поезде, емкостью по 23 м³ каждый; 2) транспорт нормальными электровозами сцепным весом по 65 т, число вагонов в поезде 4, емкость вагона 23 м³; 3) транспорт моторизованными трехвагонными поездами Дифференциал при полезном грузе каждого поезда 116 т; 4) транспорт моторизованными вагонами емкостью по 15,2 м³ с дистанционным управлением по системе Вудфорда; 5) комбинированный транспорт, ленточными конвейерами с применением башенного экскаватора и мо-

торизованных поездов Дифференциал; 6) транспорт 15-тонными дизельными автомашинами с двигателями мощностью по 150 л. с.; 7) транспорт 15-тонными дизельными автомашинами с двигателями мощностью в 200 л. с., и 8) транспорт 30-тонными дизельными автомашинами.

Сравнивая эти виды транспорта один с другим, например первый со вторым, второй с третьим, четвертый со вторым и шестой с третьим, Л. С. Мооге однако не приводит общего экономического сравнения всех этих видов транспорта по отношению к какому-либо одному виду, что дало бы более полную картину.

Если же расчетные данные Л. С. Мооге по всем видам транспорта привести в полное соответствие с одним из основных видов, охватывающим наиболее полно как капитальные затраты, так и эксплуатационные расходы, и соответственно дополнить их недостающими статьями затрат, пользуясь при этом теми же исходными данными, то, принимая капитальные затраты и стоимость откатки на 1 т горной массы при паровозном транспорте за 100%, получим следующие относительные данные стоимости по остальным видам (см. табл. 52).

Т а б л и ц а 52

Относительная стоимость различных видов горного транспорта в % к паровозному

Виды транспорта	Капитальные затраты на оборудование по отношению к паровозному	Стоимость транспорта на 1 т горной массы в % по отношению к паровозному
Паровозный	100	100
Нормальными электровозами	118,5	76,6
Моторизованными поездами Дифференциал	100,0	67,4
Моторизованными вагонами по системе Вудфорда	105,0	64,2
Ленточными конвейерами и поездами Дифференциал	103,5	104,7
15-тонными автомашинами мощностью по 150 л. с.	120,5	255,5
15-тонными автомашинами мощностью по 200 л. с.	70,1	159,1
30-тонными автомашинами	64,8	147,8

Из этой таблицы видно, что:

1. Из всех видов рельсового транспорта самым экономичным является транспорт моторизованными вагонами с дистанционным управлением движения по системе Вудфорда. Основной недостаток его — невозможность работать во время густых туманов, снегопадов и в ночное время — устраняется путем применения новейшей усовершенствованной аппаратуры, позволяющей управлять движением вагонов без непосредственной видимости их, в связи с чем этот вид транспорта на рудниках США начинает находить в последнее время более широкое применение.

2. Второе место по экономичности занимает рельсовый транспорт моторизованными¹ поездами Дифференциал, как обладающий наименьшим коэффициентом тары по сравнению с транспортом нормальными электровозами и паровозами и позволяющий преодолевать уклоны до 9% в грузовом направлении.

3. Самым дорогим видом рельсового транспорта является паровозный транспорт.

4. Все виды безрельсового транспорта при данных условиях, т. е. при длине откатки в один конец равном 5,64 км и при грузоподъемности автомашин от 15 до 30 т, значительно дороже даже самого дорогого вида транспорта по рельсовым путям.

5. Увеличение мощности двигателей 15-тонных автомашин со 150 до 200 л. с. снижает разницу в стоимости перевозки при данных условиях транспорта на 1 т горной массы со 155,5 до 59,1% по сравнению с паровозным транспортом.

6. Увеличение грузоподъемности автомашин с 15 до 30 т снижает разницу в стоимости транспорта на 1 т горной массы со 155,5 до 47,8% по сравнению с паровозным транспортом.

Следовательно для того, чтобы при данных условиях (т. е. при длине откатки в 5,46 км в один конец) безрельсовый транспорт был более экономичен по сравнению с транспортом по рельсовым путям, необходимо идти одновременно по пути дальнейшего увеличения быстроходности и грузоподъемности безрельсовых механизмов, что фактически и имеет место на американских угольных карьерах. При грузоподъемности же автомашин в 15—30 т применение безрельсового транспорта в рудной и нерудной промышленности, повидимому, так же как и в угольной, экономически целесообразно при откатке на расстоянии не выше 2,2 км.

Очевидно, что безрельсовый транспорт является наиболее эффективным и более экономичным по сравнению с транспортом по рельсовым путям при коротких расстояниях откатки (менее 2,2 км) и в тех случаях, когда рудник вынужден по тем или иным причинам работать при очень малой высоте уступа (0,75—2,5 м).

Все сказанное выше относится исключительно к большегрузным автомашинам и седельным тягачам с седельными прицепами грузоподъемностью 15—30 т. Для гусеничных тракторов с буксирными прицепами при емкости грузопоезда до 20 м³ экономические пределы по расстоянию откатки будут значительно меньше вследствие более ограниченных скоростей движения; по некоторым опытным данным американских рудников, они ограничиваются 250—300 м.

Что касается комбинированного транспорта ленточными конвейерами и поездами Дифференциал (последние предусматриваются для доставки руды от борта карьера до промысловой фабрики), то при данных условиях (глубина разработки около 40 м) он на 4,7% дороже паровозного, однако с увеличением глубины разработки стоимость паровозного транспорта будет возрастать быстрее, чем стоимость комбинированного, а затем должен наступить момент, когда последний будет значительно дешевле паровозного.

В заключение следует отметить, что при наличии благоприятных условий (однородные руды, большая производительность рудника, незначительный объем вскрыши, короткие расстояния доставки и т. п.) конвейерный и комбинированный виды транспорта являются наиболее эффективными как в техническом, так и в экономическом отношении, вследствие чего они с каждым годом находят все более и более широкое применение в горнорудной промышленности США. Более того, в отдельных случаях даже при больших расстояниях доставки конвейерный транспорт является иногда более экономичным, чем железнодорожный. Так, например, доставка конвейерами песка и гравия из карьеров на строительство дамбы Shasta Dam, в штате Калифорния, на расстояние 15,45 км обходится в два с лишним раза дешевле (19 центов против 43 за 1 м) по сравнению с транспортом по существующей железной дороге.

Успешное применение ленточных конвейеров на угольных карьерах в Коркино и Карпинске показывает, что этот вид транспорта может применяться не только в течение летнего сезона, но и в течение круглого года и притом в условиях суровых уральских зим.

РАЗДЕЛ IV

ОТВАЛЬНО-ПУТЕВЫЕ РАБОТЫ

ГЛАВА XII

ОТВАЛЬНЫЕ МАШИНЫ

§ I. Общие сведения об организации отвального хозяйства

При разработке месторождений полезных ископаемых открытыми работами количество удаляемых пустых пород по объему очень редко бывает меньше количества добываемой руды. В большинстве же случаев объем вскрыши в несколько раз больше объема добываемого полезного ископаемого. Соотношение вскрыши к руде очень часто составляет от 2 : 1 до 4 : 1, а в некоторых случаях доходит до 10 : 1 и выше.

Огромные объемы пустых пород, которые необходимо удалять при обнажении рудного тела и размещать в отвалы, неизбежно вызывают необходимость механизации погрузки и транспорта. Работы, связанные с размещением пустых пород в отвалы, являются составным звеном в комплексе вскрышных работ; поэтому, очевидно, что если три операции производственного процесса (бурение, погрузка и транспорт) механизированы, то в равной степени должны быть механизированы и отвальные работы.

1. Выбор места для размещения отвалов

При выборе места для размещения отвалов пустых пород принимаются во внимание следующие основные факторы:

1) Участок на месте предполагаемого отвала должен быть хорошо разведан и может быть завален только в том случае, если на нем не окажется какого-либо полезного ископаемого.

2) Рельеф участка должен быть таким, чтобы на нем было легко и удобно развивать отвалы без эстакад (склоны горы, овраги, долины и отработанные карьеры).

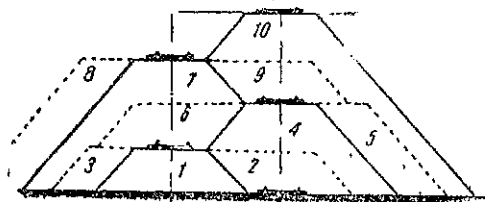
3) Расстояние от вскрышных забоев до отвалов должно быть наиболее коротким.

В зависимости от рельефа местности отвалы по способу их размещения можно разделить на три типа, а именно: 1) отвалы, размещаемые на склонах гор; 2) отвалы, размещаемые в выработанном пространстве, а также в оврагах и долинах; 3) отвалы, размещаемые на ровной поверхности.

Отвалы, размещаемые на склонах гор, требуют весьма незначительных капитальных работ, заключающихся в подготовке трассы, необходимой для первоначальной укладки подъездного и разгрузочного пути. По мере завалки склона разгрузочные пути передвигаются по образующейся насыпи в сторону разгрузки.

Отвалы, размещаемые в выработанном пространстве, имеют те же достоинства, что и отвалы, размещаемые на склонах гор. Кроме того, при завалке старых карьеров площадь, считавшаяся ранее потерянной для земледелия, выравнивается и может быть в дальнейшем использована.

Отвалы, размещаемые на ровной поверхности, являются по своему развитию самыми неудобными и дорогими. В случае ровного рельефа поверхности, для того чтобы достичь необходимой высоты отвала, приходится затрачивать довольно много времени и средств.



Фиг. 235. Образование насыпи при развитии отвала на горизонтальной площадке.

По способу развития эти отвалы делятся на два вида: 1) отвалы, развиваемые с эстакад, и 2) отвалы, развиваемые со специально устроенной насыпи.

1. Развитие отвалов с эстакад применяется в тех случаях, когда в районе ме-

сторождения полезного ископаемого имеется в достаточном количестве дешевый лес, пригодный для строительных целей.

Если имеется хотя бы незначительный уклон поверхности, то эстакада строится в направлении этого уклона, причем она идет с подъемом, и высота ее постепенно увеличивается. Когда достигнута нужная высота, далее эстакада идет горизонтально.

Развитие отвала начинается с завалки эстакады, причем при разгрузке вагонов на незасыпанную часть эстакады пропускаются уже разгруженные вагоны.

После того как вся эстакада засыпана, развитие отвала начинается в обе стороны от нее, в форме разветвляющегося веера.

Недостатком развития отвалов таким способом является то, что довольно дорогая эстакада не может быть в дальнейшем использована, но рудник обеспечивается достаточным фронтом разгрузки.

2. Развитие отвала со специально устроенных насыпей требует много труда и времени. Устройство такой насыпи с последовательной перекладкой разгрузочного пути показано на фиг. 235. Первоначально путь укладывается в положение I, с которого производится насыпь I; затем путь переносится на эту насыпь в положение II и заваливаются пространства 2, 3, 4 и т. д. Когда вся насыпь достигнет необходимой высоты, дальнейшее развитие отвала ведется в обе стороны от нее и далее не представляет никаких затруднений.

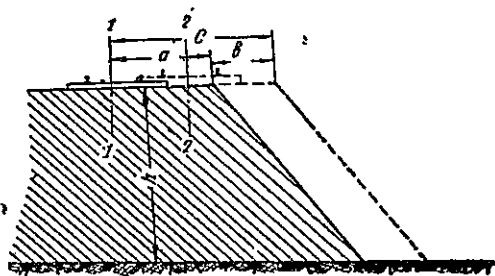
По своей конфигурации в плане отвалы развиваются в большинстве случаев веерообразно. При развитии отвалов со склонов холма или горы отвалу может быть придана кольцевая форма.

При веерообразном развитии отвала длина разгрузочного фронта обычно постепенно уменьшается, так как при разгрузке вагонов с боковым опрокидыванием тупик отвала почти совершенно не заваливается. Для того чтобы сохранить длину разгрузочного фронта, применяются специальные вагоны с лобовым (торцевым) опрокидыванием, которые прицепляются в конце каждого поезда. При наличии таких вагонов тупик отвала заваливается очень легко, и благодаря этому удастся избежать потери длины разгрузочного фронта.

2. Приемная способность отвалов

Отвальные работы состоят из двух основных операций: 1) разгрузки поездов, и 2) разравнивания или планировки породы, остающейся после разгрузки на берме отвала. Разравнивание или планировка породы производится вручную или при помощи специальных машин.

Когда берма отвала достигает настолько большой ширины, что дальнейшая планировка породы становится очень затруднительной или невозможной, разгрузочные пути из положения 1—1 (фигура 236) передвигаются ближе к краю отвала — в положение 2—2.



Фиг. 236. Схема к определению приемной способности отвала.

Расстояние от оси пути до края отвала после передвижки должно быть минимальным, но вместе с тем вполне безопасным. Величина этого расстояния зависит от характера разгружаемых пород, высоты отвала, а также от типа и веса подвижного состава, и практически изменяется в пределах от 1,2 до 2,0 м.

Приемной способностью отвала называется объем породы, который может быть размещен в нем в промежутке между двумя последовательными передвижками разгрузочных путей.

Обозначим через a расстояние от оси разгрузочного пути до края отвала в начале работ, после только что произведенной передвижки его, а через c — расстояние в конце работ, перед следующей передвижкой; тогда ширина планировки b будет:

$$b = c - a.$$

Если теперь через h обозначим высоту отвала, а через l длину его в метрах, то приемная способность отвала будет равна:

$$E_{om} = bhl \text{ м}^3.$$

Количество поездов n , емкость по $V \text{ м}^3$ разрыхленной породы каждого, которое может быть разгружено в промежутке между двумя последовательными передвижками путей, будет:

$$n = \frac{E_{om}}{V} \text{ или } n = \frac{bhl}{V}$$

Время, затрачиваемое на 1 полный цикл основных и вспомогательных операций на отвале от начала одной передвижки до начала другой, определится следующим образом:

$$t = (t_1 + t_2 + t_3) n + t_4,$$

где t_1 — время хода поезда по отвальному пути с грузом и порожняком, мин.;

t_2 — время, затрачиваемое на разгрузку одного поезда, мин.;

t_3 — время, необходимое для планировки породы после разгрузки каждого поезда, мин.;

t_4 — время, потребное для передвижки пути длиной l на ширину b , мин.

Возможное количество циклов в смену для данного отвала:

$$m = \frac{T \eta}{(t_1 + t_2 + t_3) n + t_4},$$

где T — продолжительность смены в минутах;

η — коэффициент использования смены по времени.

Полная пропускная способность отвала R , выраженная в поездах емкостью V м³ каждый, составит:

$$R = mn.$$

Или, подставляя значения m и n из их равенств, получим:

$$R = \frac{T \eta bhl}{(t_1 + t_2 + t_3) bhl + t_4 V}.$$

Если через Q_c обозначим сменную производительность рудника по вскрышным работам в м³ разрыхленной породы, то количество поездов, подлежащих разгрузке в отвале за смену, составит:

$$p = \frac{Q_c}{V}.$$

Необходимое количество одновременно действующих отвалов или разгрузочных участков будет:

$$x = \frac{p}{R},$$

или, подставив значения p и R из их равенств, получим:

$$x = Q_c \frac{(t_1 + t_2 + t_3) bhl + t_4 V}{T \eta bhl V}.$$

3. Высота и устойчивость отвалов

Порода, сваливаемая в отвал, распределяется не всегда равномерно слоями по его откосу под определенным углом, близким к углу естественного откоса. В практике в большинстве случаев, в особенности при ручной планировке, наблюдается в верхней

части отвала увеличение угла откоса, и в действительности порода располагается не по прямой, а по кривой. Верхняя часть откоса весьма неустойчива и стремится сползти вниз по плоскости, близкой к углу естественного откоса. Очевидно, что с увеличением высоты отвала соответственно будет увеличиваться и неустойчивая его часть. Отсюда следует, что чем больше высота отвала, тем больше ненадежная часть откоса и тем дальше от края отвала должны размещаться разгрузочные пути. При большой высоте отвала минимальная безопасная ширина бермы его будет настолько большой, что вести ручную планировку породы после разгрузки поездов становится весьма затруднительно и опасно. Расположение путей слишком близко к кромке отвала, с целью облегчить работу по планировке, может привести к аварии, связанной с потерей части оборудования и с неизбежными длительными простоями или задержками.

Явления сползания откосов наблюдаются не только в верхней их части, но и по всей высоте отвала, в особенности при глинистых и песчано-глинистых породах. Выгруженная из вагонов порода скользит по откосу отвала под влиянием живой силы и собственного веса, причем наиболее крупные куски ее скатываются почти до самой подошвы отвала, а мелкие мягкие частицы глины располагаются по всему откосу более или менее равномерным слоем и как бы смазывают его поверхность. По этим слоям может произойти сползание откоса по всей его высоте, в особенности при наличии воды, просачивающейся в отвал из атмосферных осадков или из постоянных источников. Особенно благоприятные условия образования плоскостей скольжения создаются в тех случаях, когда в одном и том же отвале размещаются разнородные породы, как например, рыхлые земляные и щебнистые.

Приемная способность отвала, как видно из приведенного выше равенства $E_{от} = bhl$, будет тем больше, чем больше его высота. Однако указанные факторы вызывают необходимость ограничивать высоту отвалов известными пределами, обеспечивающими безопасность и бесперебойность работ. При выборе высоты отвала в каждом отдельном случае учитываются следующие главные факторы: 1) характер сваливаемых пород; 2) способ планировки породы на отвале (ручная или механическая), 3) возможность просачивания воды в отвал из постоянных источников, 4) тип и вес транспортного оборудования и др.

Высота отвалов, в зависимости от характера пород и способа отвальных работ, изменяется в следующих пределах:

	Ручная планировка,	Планировка спре- дерами, м
Глинистые породы	3—5	8—10
Песчаные породы	5—7	10—18
Скальные породы	7—10	15—20

При наличии благоприятных топографических условий высота отвалов может быть значительно больше указанных размеров, например 40—50 м и больше. В этих случаях отвальные работы ведутся в несколько уступов. При многоярусных отвалах высота

каждого уступа определяется также в соответствии с характером пород и способом отвальных работ. Многоярусные отвалы, помимо того, что они безопасны, имеют еще и то преимущество, что при них увеличивается количество разгрузочных участков.

§ 2. Отвальные плуги (спредеры)

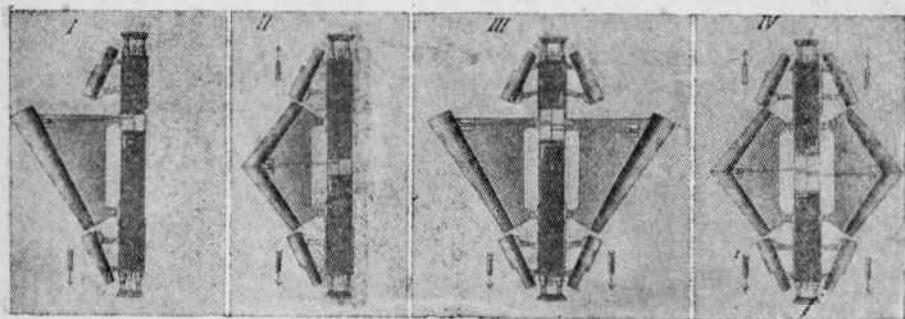
1. Общие сведения о типах отвальных машин

Отвальные машины служат для сбрасывания разгруженной породы под откос отвала. На открытых горных работах применяются отвальные машины двух типов, а именно:

1. Отвальные плуги или спредеры, принцип действия которых основан на сдвигании породы с бермы отвала под откос.

2. Отвальные экскаваторы или абзетцеры, действующие по принципу многоковшевых экскаваторов.

Отвальный плуг представляет собой двух- или четырехосную железнодорожную платформу специальной конструкции, к одной



Фиг. 237. Типы отвальных плугов.

или обеим сторонам которой укреплены планирующие лемехи, а на самой платформе смонтированы механизмы для управления лемехами и силовое оборудование для передвижения самого плуга, если он самоходный.

По способу передвижения отвальные плуги делятся на самоходные и прицепные. По способу управления лемехами они строятся с ручным и с механическим приводом. По способу расположения лемехов они подразделяются на плуги с односторонними и с двусторонними лемехами, причем как те, так и другие строятся для планировки в одном направлении и для планировки в двух направлениях.

На фиг. 237 представлены типы отвальных плугов, различающиеся по способу расположения планировочных лемехов:

Тип — плуги с односторонними лемехами для работы в одном направлении, односторонние, односторонние, односторонние.

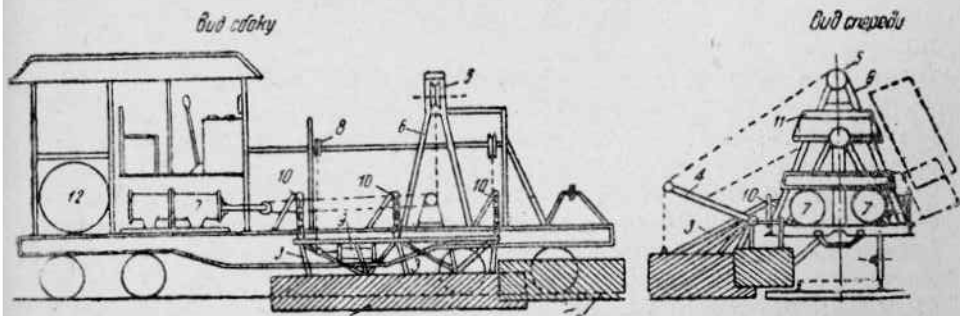
II тип — плуги с односторонними лемехами для работы в двух направлениях, односторонние, двудействующие.

III тип — плуги с двусторонними лемехами для работы в одном направлении, двусторонние, односторонние, двудействующие.

IV тип — плуги с двусторонними лемехами для работы в двух направлениях, двусторонние, двудействующие.

2. Спредеры системы Джордан

По способу расположения лемехов спредеры системы Джордан — двусторонние, односторонние. Они строятся прицепными с ручным и с механическим управлением лемехами. На фиг. 238 представлен спредер тяжелого типа с механическим управлением лемехами посредством сжатого воздуха.



Фиг. 238. Спредер системы Джордан с пневматическим управлением лемехами:

1 — большой рабочий лемех, 2 — малый вспомогательный лемех, 3 — упоры, 4 — направляющее колено, 5 и 8 — шкивы, 6 — пирамидальная опора, 7, 9 и 11 — цилиндры, 10 — башмаки, 12 — резервуар.

Разравнивающее устройство состоит из большого рабочего лемеха 1 и малого, вспомогательного 2, укрепленных попарно по обеим сторонам четырехосной железнодорожной платформы. Большой лемех удерживается в рабочем состоянии при помощи упоров 3 и стального каната, перекинутого через блок направляющего колена 4 и идущего далее на шкив 5, помещенный на пирамидальной опоре 6. Этот канат опускается вниз и через систему блоков укрепляется к штоку цилиндра 7, помещенного под полом кабины машиниста. Под действием сжатого воздуха шток этого цилиндра втягивается внутрь или выпускается наружу, что дает возможность приподнимать или опускать лемех.

Направляющее колено 4 удерживается в том или ином положении также при помощи стального троса, перекинутого через шкив 8; второй конец этого троса проходит вниз и укрепляется к концу штока цилиндра 9, помещенного под полом платформы. Совершенно аналогичная система укрепления лемехов и с другой стороны платформы, почему на ней имеется по паре цилиндров 7 и 9 и соответ-

ствующее количество направляющих шкивов и блоков, обозначенных на фиг. 238 одинаковыми цифрами.

Вдоль длинной стороны платформы помещено с каждой стороны по 3 стальных башмака 10 с гнездами, расположенными на различной высоте. Вставляя концы упоров 3 в соответствующие гнезда, можно изменять глубину планировки относительно уровня пути, а именно: верхние гнезда соответствуют планировке на уровне верха шпал, средние — на уровне подошвы их, и нижние — ниже подошвы шпал на 0,5 м.

На спредере кроме указанных выше четырех цилиндров 7 и 9 установлен еще один цилиндр 11, помещенный вверху, на средней опоре. Шток этого цилиндра имеет плоские наконечники и может выталкиваться в одну или другую сторону от оси платформы и тем самым поддерживать лемехи при подъеме их после работы или оттапливать при спуске перед началом работы. Все пять цилиндров, служащих для управления лемехами, питаются из резервуара 12, емкостью 1,7 м³, сжатым воздухом, поступающим в него от воздушного насоса паровоза при давлении в 6,5 ат. Вес плуга 50 т. Максимальная длина 10,5 м. Максимальная высота (по кабине) 4,75 м. Максимальная ширина планировки от оси пути 4,9 м.

Производительность этого спредера, при обслуживающей бригаде в 6 чел. (вместе с паровозом), составляла около 8750 м³ за 8-часовую смену.

Спредер системы Джордан с ручным управлением лемехами в конструктивном отношении более прост, но вместе с тем и менее совершенен. Он относится к типу двусторонних односторонних и состоит из четырехосной железнодорожной платформы, по обеим сторонам которой укреплены лемехи. При работе плуг прикрепляется к локомотиву. Главный и вспомогательный лемехи деревянные, снаружи обитые котельным железом. Направляющее колено имеет постоянный наклон к плоскости платформы около 35° и может вращаться на 90° вокруг вертикальной стойки. Подъем и опускание лемеха производится при помощи троса и полиспастных блоков. Ручные лебедки для управления лемехами размещены на стойках, укрепленных на передней половине платформы. Лебедки имеют червячные передачи и приводятся в движение штурвальными рычагами. На задней половине платформы помещен ящик для контргруза. По окончании работы лемехи слегка приподнимаются и подтягиваются к бокам платформы.

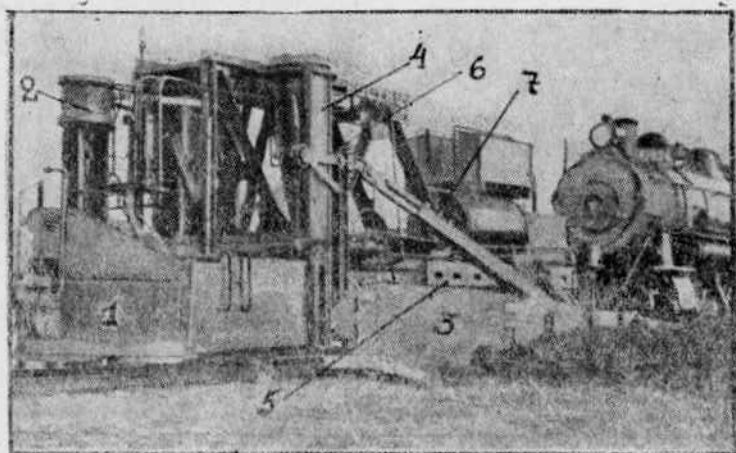
Производительность этого плуга на 15—20% ниже, чем производительность описанного выше, так как при ручном управлении затрачивается значительно больше времени на регулировку лемехов, чем при механическом.

Спредеры с ручным управлением лемехами применяются на Магнитогорском, Высокогорском и других рудниках Союза.

3. Спредеры Бьюсайрус

Спредер завода Бьюсайрус (фиг. 239 и 240) представляет собой усовершенствованную модель спредера системы Джордан. Он также относится к типу двусторонних односторонних.

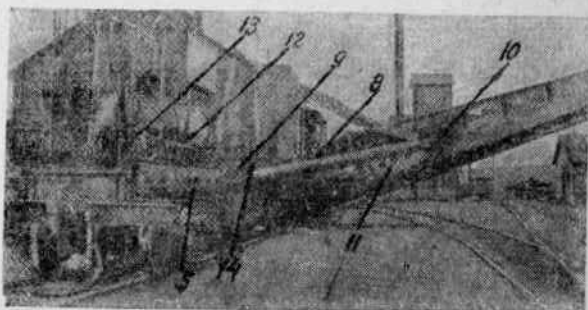
Передние малые лемехи 1 могут приподниматься и опускаться при помощи вертикального пневматического цилиндра 2, установленного в передней части платформы. Большой боковой лемех 3 сделан шарнирным и состоит из трех частей, что облегчает сборку и ремонт его.



Фиг. 239. Общий вид сиредера Бьюсайрус.

Для укрепления больших лемехов по обеим сторонам платформы установлены вертикальные колонны 4 и горизонтальные упорные балки с гнездами 5. На каждой из вертикальных колонн подвешены подвижные каретки 6, к которым посредством двойного шарнира укрепляются наклонные (телескопические) упоры 7.

Главный упор 8 (см. фиг. 240) одним концом укреплен к подвижному шарниру 9, скользящему по упорной балке 5, а вторым — к подвижному шарниру 10, скользящему по направляющей 11, в которой, как и в упорной балке 5, имеются гнезда для закрепления шарнира в том или ином положении. Подвижной шарнир 9 соединен концами цепи 12, огибающей звездочки 13 и 14. При вращении ведущей звездочки подвижной шарнир 9 скользит вдоль по упорной балке 5 и может быть закреплен на том или ином ее гнезде.



Фиг. 240. Сиредер Бьюсайрус, вид сзади.

Перемещением каретки 6 вдоль колонны 4 регулируется высота большого лемеха, а следовательно и глубина планировки в пределах 1,1 м, а именно: на 50 см выше уровня головки рельса и на 60 см ниже ее. Перемещением подвижных шарниров 9 по балке 5, а шарнира 10 по направляющей 11 регулируется ширина плани-

ровки в пределах от 3,6 до 7,1 м. Подвижные шарниры 9 и 10, каретка 6, а также телескопическая конструкция наклонного упора 7 дают возможность, кроме регулировки глубины и ширины планировки, изменять угол наклона большого лемеха при производстве насыпей выше уровня рельсового пути, по которому движется



Фиг. 241. Работа спредера с наклонным лемехом.

спредер. На фиг. 235 показана схема образования насыпи с последовательной перекладкой пути, а на фиг. 241 работа отвального плуга Бьюсайрус с наклоненным лемехом при образовании отвала этим способом.

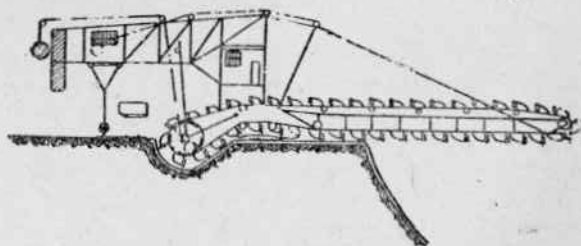
Стандартные плуги Бьюсайрус имеют следующие размеры: длина между сцепками 13,94 м; длина большого лемеха 7,5 м, площадь его 8,65 м², емкость воздушного танка 2,45 м³; требуемое давление воздуха 5,1 ат; для управления спредером требуется 1 человек.

В Советском союзе спредеры системы Джордан с пневматическим управлением строятся заводами НКПС. Они предназначены для прочистки кюветов, выправки бровок балластного слоя, для разравнивания откосов насыпей и выемок, а также для очистки станционных путей от снега и льда; вес их в рабочем состоянии 50 — 70 т.

§ 3. Отвальные экскаваторы

Отвальные экскаваторы, или абзетцеры, работают подобно многоковшевым экскаваторам и подразделяются на два типа: 1) неповоротные с черпачным транспортером и 2) поворотные с ленточным транспортером.

Схема устройства неповоротного абзетцера с черпачным транспортером приведена на фиг. 242. По своей конструкции он напоминает однопортальный многоковше-



Фиг. 242. Схема устройства неповоротного абзетцера с черпачным транспортером.

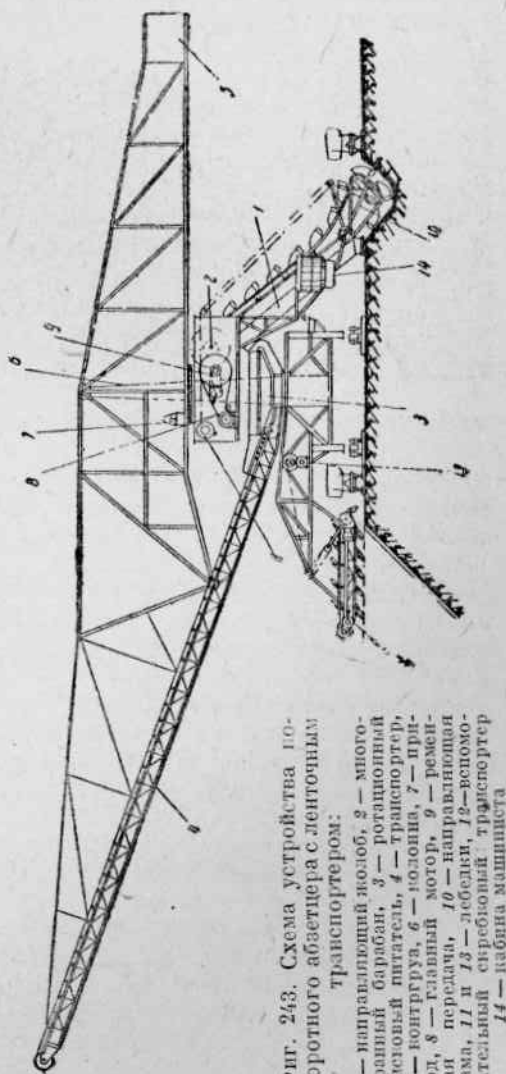
вый экскаватор, черпаки которого движутся в обратном направлении. Поезда, груженные пустой породой, разгружаются в канаву, расположенную под порталом абзетцера. Порода из канавы захватывается черпаками и перемещается за борт отвала.

Основной недостаток абзетцеров этого типа — большой вес черпачного механизма и вследствие этого ограниченные размеры планировки по ширине; кроме того они пригодны для сбрасывания породы только вниз и притом в одном направлении.

Поворотный абзетцер с ленточным транспортом (фиг. 243) не имеет упомянутых недостатков и приспособлен для размещения породы в два яруса с одной рабочей площадки. Груженные черпаки перемещаются по направляющему желобу 1 и опораниваются при проходе через ведущий многогранный барабан 2. Порода из черпаков падает на ротационный дисковый питатель 3 и с него на ленточный транспортер 4. Стрела транспортера 4 уравнивается контргрузом 5 и может поворачиваться в горизонтальной плоскости на колонне 6, независимо от черпачного механизма, посредством самостоятельного привода 7. Ведущий многогранный барабан 2 приводится в движение от главного мотора 8 посредством ременной передачи. От этого же двигателя с помощью второй ременной передачи 9

приводится в действие ротационный дисковый питатель 3.

Положение черпаков в разгрузочной канаве, в зависимости от степени ее наполнения, регулируется с помощью направляющей рамы 10, которая может быть приподнята или опущена, для чего имеется лебедка 11.



Фиг. 243. Схема устройства поворотного абзетцера с ленточным транспортом:

- 1 — направляющий желоб, 2 — многогранный барабан, 3 — ротационный дисковый питатель, 4 — транспортер, 5 — контргруз, 6 — колонна, 7 — привод, 8 — главный мотор, 9 — ременная передача, 10 — направляющая рама, 11 и 12 — лебедки, 13 — вспомогательный спиральный транспортер, 14 — кабина машиниста

Расширение и выравнивание бермы отвала производится посредством вспомогательного скребкового транспортера 12, положение которого по отношению к разгрузочному рельсовому пути изменяется с помощью лебедки 13. Управление всеми механизмами абзетцера сосредоточено в кабине машиниста 14.

Абзетцеры применяются в комплексе с многоковшовыми экскаваторами, когда пустые породы небольшой крепости, поступающие в большом количестве от вскрышных работ, размещаются в отвалах, расположенных за пределами действующих карьеров. Другими словами, абзетцеры пригодны только при работе в мягких породах, тогда как спредеры могут применяться как в мягких, так и в скальных породах.

Производительность абзетцеров определяется по тем же формулам, что и производительность многоковшовых экскаваторов.

§ 4. Механизация отвальных работ с применением одноковшовых экскаваторов

В последнее время в СССР и за границей в практике открытых разработок с большими объемами вскрыши для механизации отвальных работ, помимо специальных отвальных экскаваторов находят применение обычные одноковшовые экскаваторы с рабочим оборудованием механической лопаты.

Принципиальная сущность механизации отвальных работ с использованием одноковшового экскаватора показана схематически на фиг. 244 и заключается в следующем:

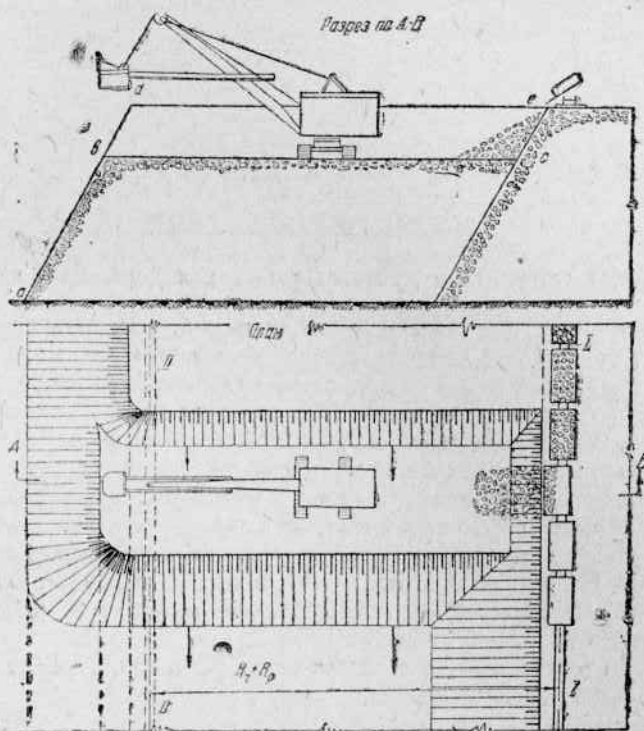
При нормальном развитии работ размещение породы в отвал ведется одновременно двумя уступами: *abc* и *bde*. На берме верхнего уступа укладывается путь вдоль разгрузочного фронта. С этого пути повзвда разгружаются, и порода поступает на рабочую площадку экскаватора, откуда она перелопачивается в нижний и верхний уступы в пределах радиуса разгрузки механической лопаты. Постепенное продвижение отвала происходит параллельно основному разгрузочному пути, как показано на фиг. 244 стрелками.

Когда разгрузочный участок достигнет конца отвала, рельсовый путь из положения *I—I* переносится в положение *II—II*, экскаватор переводится в начальный пункт и далее цикл повторяется.

Важнейшие достоинства этого способа механизации отвальных работ в том, что он: 1) благодаря универсальности одноковшовых экскаваторов применим при работе в породах любой крепости и любой кусковатости, 2) позволяет в 8—10 раз снизить объем путевых работ на отвалах, так как ширина передвигки пути вместо обычных 1,5—3,0 м равна сумме радиусов черпания и разгрузки механической лопаты, составляющей для экскаваторов средних размеров 12—25 м; 3) обеспечивает высокую производительность отвальных работ при самом минимальном штате обслуживающего персонала; 4) при наличии хорошего и достаточно мощного экскаватора на отвале гарантирует длительную, бесперебойную и высокопроизводительную работу разгрузочных участков в любую породу и благодаря этому создает благоприятные условия повышения производительности

вскрышных [экскаваторов; 5) наиболее удобен в случаях необходимости удлинения отвала или изменения его конфигурации в плане.

На одном из уральских карьеров такая механизация отвальных работ осуществлена директором Центральной группы этих карьеров



Фиг. 244. Схема механизации отвальных работ с применением механической лопаты.

горн. инж. М. П. Тутовым. Фактическая производительность экскаватора модели 54-В, с ковшом емкостью $1,9 \text{ м}^3$ в 1944 г. достигала 12000 т/сутки , или в среднем около 500 т/час .

ГЛАВА XIII

ПУТЕПЕРЕДВИГАТЕЛИ

§ 1. Общие сведения о путевых работах и дорожных машинах

Особенность рудничных рельсовых путей, как известно, заключается в том, что они систематически перемещаются с одного места на другое: забойные — вслед за продвижением фронта вскрышных и очистных работ, а отвальные — вслед за развитием разгрузочных участков на отвалах. В более или менее постоянном положении остаются только пути на главных заездах в карьеры и на участках, соединяющих вытяжные траншеи с обогатительными фабриками, бункерами, эстакадами и другими горно-техническими сооружениями.

При больших масштабах работ путевое хозяйство рудников достигает 80—100 км рельсовых путей, а иногда и более, из которых от 25 до 50% систематически передвигаются с одного места на другое.

Работы по передвижке путей, в особенности нормальной колеи, чрезвычайно трудоемки, и при больших масштабах работ выполнение их вручную требует большого штата рабочих.

Механическая передвижка рельсовых путей в забоях экскаваторов и на отвалах осуществляется с помощью подъемно-ригзовочных машин или путепередвижателей, которые по принципу работы подразделяются на: 1) машины непрерывного действия и 2) машины циклического действия. Эти же машины используются для ремонта временных и постоянных рудничных путей, например для подъема осевших участков при выравнивании профиля с последующей подбивкой балластом.

При моторном безрельсовом транспорте рельсовые пути отсутствуют, и путевые работы в этих случаях заключаются в систематической расчистке и выравнивании откаточных берм в забоях экскаваторов и на отвалах, а также на главных заездах в карьеры.

Механическая расчистка и выравнивание дорог и площадок для безрельсовых агрегатов осуществляется с помощью бульдозеров и англодозеров, понятие о которых изложено в следующей главе.

§ 2. Путепередвижатели непрерывного действия

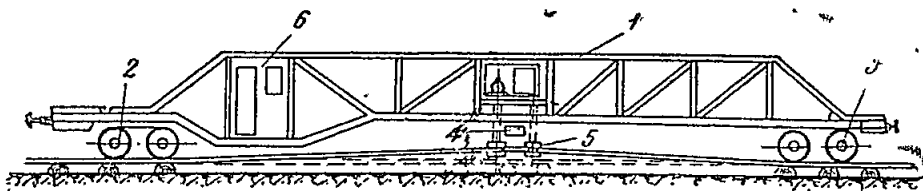
Путепередвижатели непрерывного действия бывают двух типов: мостовые и консольные. Они могут быть прицепными и самоходными.

1. Путепередвигатели мостового типа

Прицепной путепередвигатель мостового типа (фиг. 245) состоит из металлической фермы 1, опирающейся посредством шкворней на две двухосные тележки 2 и 3. В средней части мостовой фермы установлена каретка 4 с зажимными роликами 5, посредством которых осуществляется подъем и смещение рельсового пути вправо или влево от первоначального положения. Около тележки 2 в ферму встроена кабина управления 6.

Кинематическая схема механизма каретки приведена на фиг. 246. Перед началом передвижки рама каретки 7 опускается вниз так, чтобы головки рельсов оказались между роликами 5, которых имеется по четыре на каждый рельс. После этого оси роликов 5 сближаются посредством болтов 8, которые завинчиваются вручную с помощью съемной рукоятки.

Подъем каретки с зажатыми в ней рельсами производится с помощью винта 9, при вращении которого кулачки 10 поворачиваются на своих осях 11, увлекая вверх шарнирные тяги 12 и подвешенную на них раму каретки 7 с роликами 5. Путь под фермой машины



Фиг. 245. Схема прицепного путепередвигателя мостового типа.

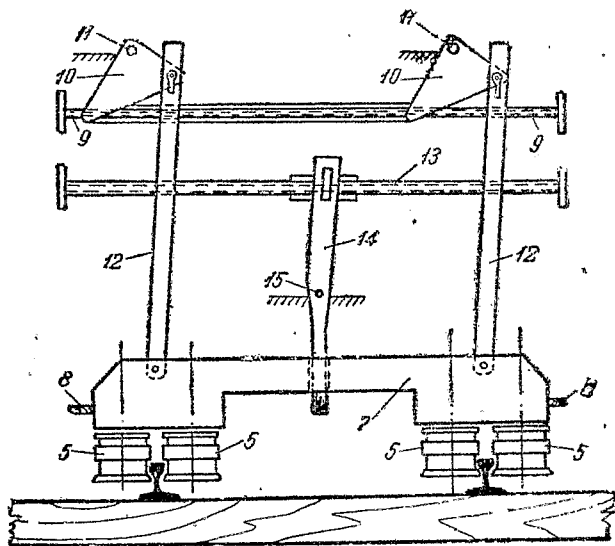
в пролете между ходовыми тележками благодаря этому изгибается в вертикальной плоскости, как показано на фиг. 245.

Смещение или изгиб рельсового пути в горизонтальной плоскости в сторону передвижки, т. е. вправо или влево, производится посредством винта 13, подвижная муфта которого соединена шарнирно с верхним концом рычага 14. При вращении винта в ту или другую сторону рычаг 14 поворачивается на неподвижной оси 15, благодаря чему приподнятая каретка вместе с рельсами перемещается вправо или влево.

При установке каретки в рабочее и нормальное положения вращение винтов 9 и 13 осуществляется с помощью зубчатых передач от электрического мотора мощностью в 4—6 л.с. На самоходных электрических машинах этот мотор питается энергией от электровозной сети, а на прицепных — в кабине управления 6 (фиг. 245) устанавливается турбогенератор мощностью 5—7 л.с. Пар для турбогенератора подводится от котла паровоза, к которому прицепляется машина.

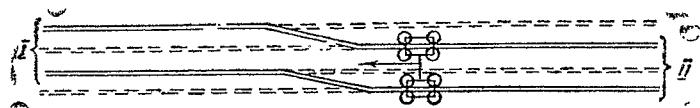
После того, как рельсовый путь зажат роликами, приподнят и смещен в сторону передвижки, как показано на фиг. 247, локомотив, к которому прицеплена машина, пускается в ход и при своем движении передвигает путь из положения I в положение II.

Подобная машина с приводом от паровоза применялась на Лопатинском фосфоритовом руднике при передвижке пятирельсовых экскаваторных путей. Основные размеры ее следующие: 1) колея ходовых тележек машины 1000 мм; 2) расстояние между центрами тележек — 13,8 м; 3) высота подъема каретки — до 400 мм; 3) величина смещения каретки в ту или в другую сторону от оси пути — до 800 мм; 5) мощность электромотора для управления кареткой 4 квт; 6) мощность турбогенератора постоянного тока — 5 квт.



Фиг. 246. Кинематическая схема механизма каретки для подъема и смещения рельсового пути.

Производительность машины зависит от величины смещения каретки по отношению к первоначальному положению и от скорости движения; поэтому она измеряется в квадратных единицах. На Лопатинском руднике величина смещения или ширина передвижки при каждом проходе машины составляла 25—35 см; скорость движения 7,5—15,0 км/час; производительность до 2000 м²/час.



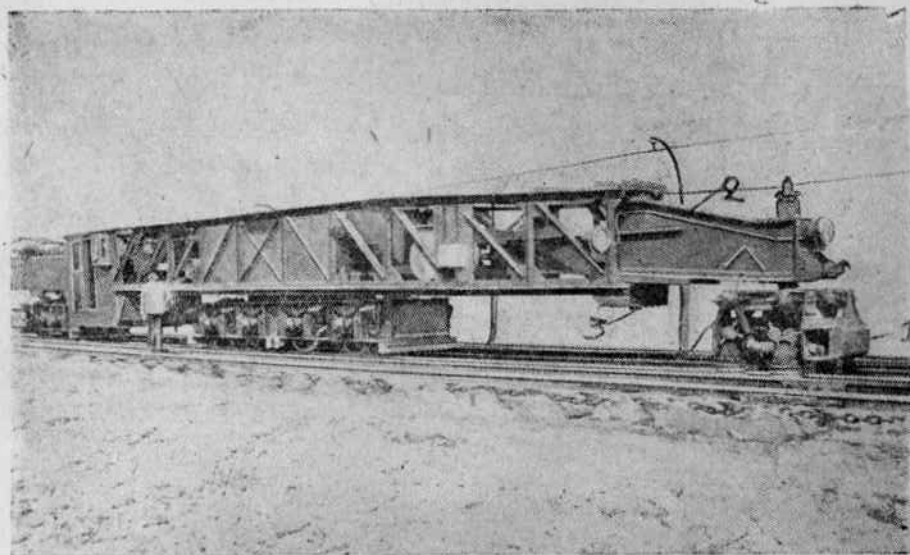
Фиг. 247. Схема передвижки пути машиной мостового типа.

Недостаток машин мостового типа заключается в том, что концы рельсовых путей в тупиках приходится передвигать вручную или каким-нибудь другим способом, так как зажимные ролики не могут доходить до конца пути на величину, равную половине длины корпуса машины.

2. Путепередвигатели консольного типа

Машины консольного типа (фиг. 248) не имеют указанного выше недостатка. Они отличаются от путепередвигателей мостового типа только тем, что каретка 1 с зажимными роликами помещается не в середине, а на конце фермы, на особой консоли 2, конец которой может приподниматься вверх на 400—600 мм и поворачиваться на оси 3 вправо и влево на 600—900 мм.

Прицепные консольные путепередвигатели работают с паровой или электровозной тягой. Кроме того консольными устройствами для передвижки путей снабжаются иногда многоковшовые экскаваторы (фиг. 249) и самоходные отвальные плуги (фиг. 250).

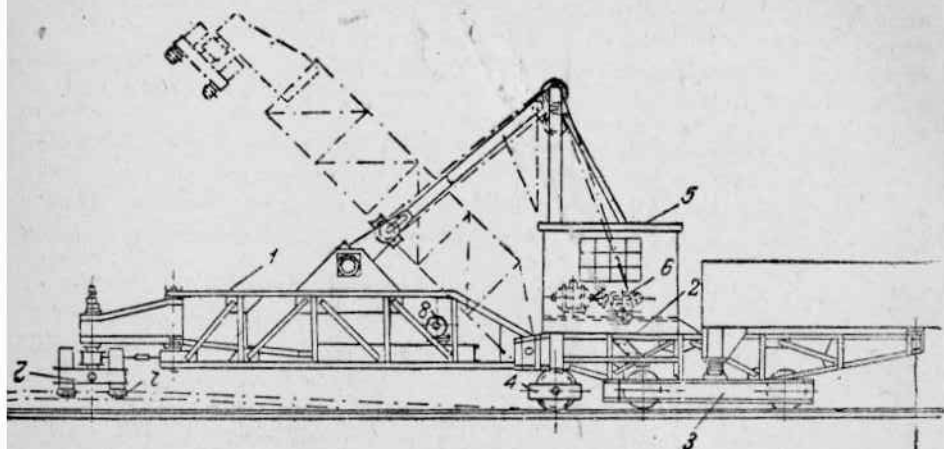


Фиг. 248. Общий вид самоходного путепередвигателя консольного типа.

Консольная ферма путепередвигателя 1, работающего на прицепе с многоковшовым экскаватором (фиг. 249) укреплена шарнирно к станине 2, опирающейся одним концом на ходовую тележку экскаватора 3, а другой — на дополнительный полускат 4. В кабине управления путепередвигателем 5 установлена электрическая лебедка 6, при помощи которой ферма 1 поднимается вверх, в положение, показанное на фиг. 249 пунктиром, благодаря чему экскаватор может свободно доходить до конца тушиков рабочих площадок. Эта же лебедка используется для подъема пути во время передвижки. Смещение каретки 7 в сторону передвижки пути производится при помощи зубчатых и винтовых передач, приводимых в действие электродвигателем 8.

Путепередвигатели мостового и консольного типов описанных конструкций предназначаются для передвижки тяжелых многорель-

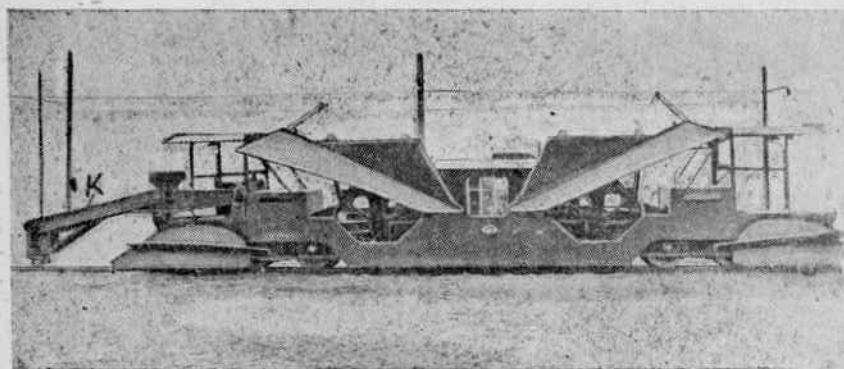
совых экскаваторных путей, поэтому каретки их делаются восьми-роликовыми.



Фиг. 249. Схема консольного путепередвиателя для совместной работы с многоковшевым экскаватором:

1 — ферма путепередвиателя, 2 — станина, 3 — тележка экскаватора, 4 — дополнительный полускат, 5 — кабина управления путепередвиателем, 6 — электрическая лебедка, 7 — каретка, 8 — электродвигатель.

На отвальных плугах (фиг. 250) консольное устройство *K* предназначается для передвигки сравнительно легких двухрельсовых путей. Поэтому для подъема и смещения рельсового пути вместе



Фиг. 250. Двусторонний двудействующий отвальный плуг с консольным путепередвиателем.

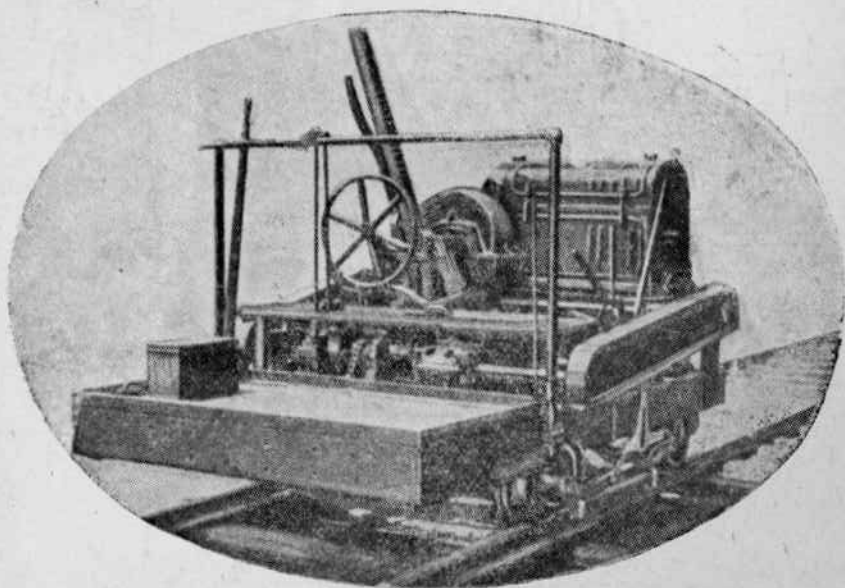
восьми роликов достаточно иметь только два или четыре, захватывающих один рельс, благодаря чему все устройство имеет небольшие размеры и небольшой вес.

§ 3. Путепередвигатели циклического действия

К путепередвигателям циклического действия относится машина системы Нордберг, а также железнодорожные краны. Процесс передвижки пути этими машинами складывается из отдельных операций, выполняемых в последовательном порядке и повторяющихся через определенные промежутки между точками воздействия на передвигаемый путь.

1. Машина Нордберг

Путепередвигатель системы Нордберг (фиг. 251) представляет собой двухосную платформу, на которой установлены двигатель

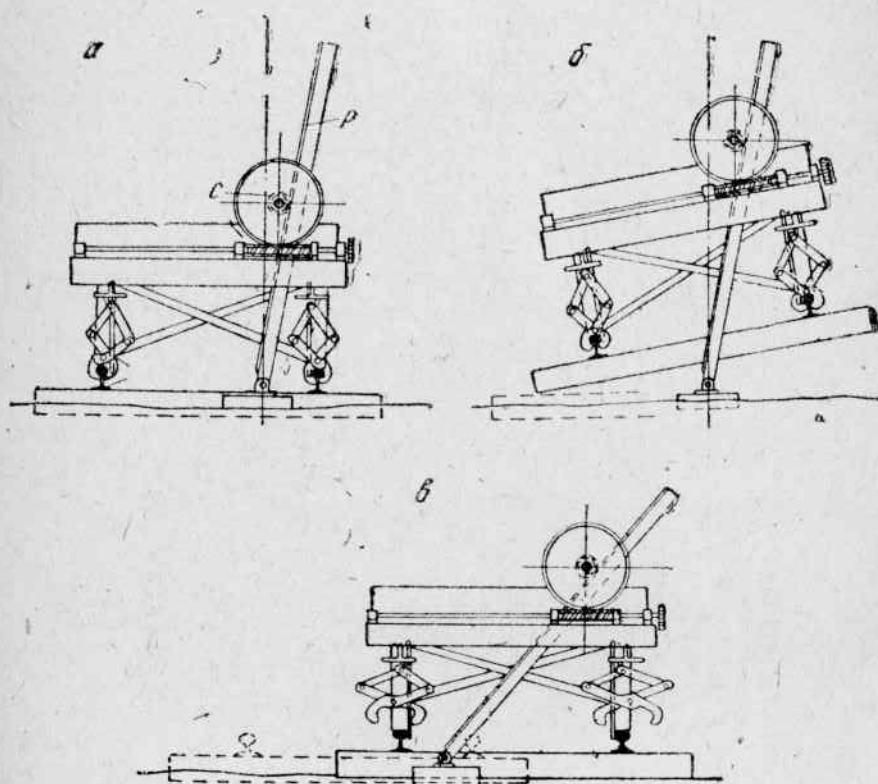


Фиг. 251. Общий вид путепередвигателя системы Нордберг.

внутреннего сгорания, подъемно-реечный механизм и цепная передача на одну из ходовых осей платформы. Между осями платформы, с каждой стороны ее, подвешены по две пары клещей, служащих для захвата рельсов за головки.

Принцип действия и цикл операций машины по передвижке участка пути показан на фиг. 252. В начальном пункте, от которого начинается передвижка пути, зажимные клещи машины с помощью ручного рычага опускаются вниз и захватывают оба рельса за головки, как показано на фиг. 252, а. Зубчатая рейка *P* также опускается вниз и своим башмаком опирается на балласт между двумя соседними шпалами. Угол наклона рейки регулируется с помощью штурвала. Далее включается подъемно-реечный механизм, малая шестерня которого начинает катиться вверх по зубчатой рейке, увлекая за собой весь

корпус машины, а вместе с нею и рельсы со шпалами (фиг. 252, б). По достижении определенной высоты машина под влиянием возрастающего горизонтального усилия теряет равновесие и опускается вниз в положение, показанное на фиг. 252, в. Малая рабочая шестерня *C* подъемно-реечного механизма описывает при этом дугу, радиус которой равен расстоянию от центра вала этой шестерни до центра шар-

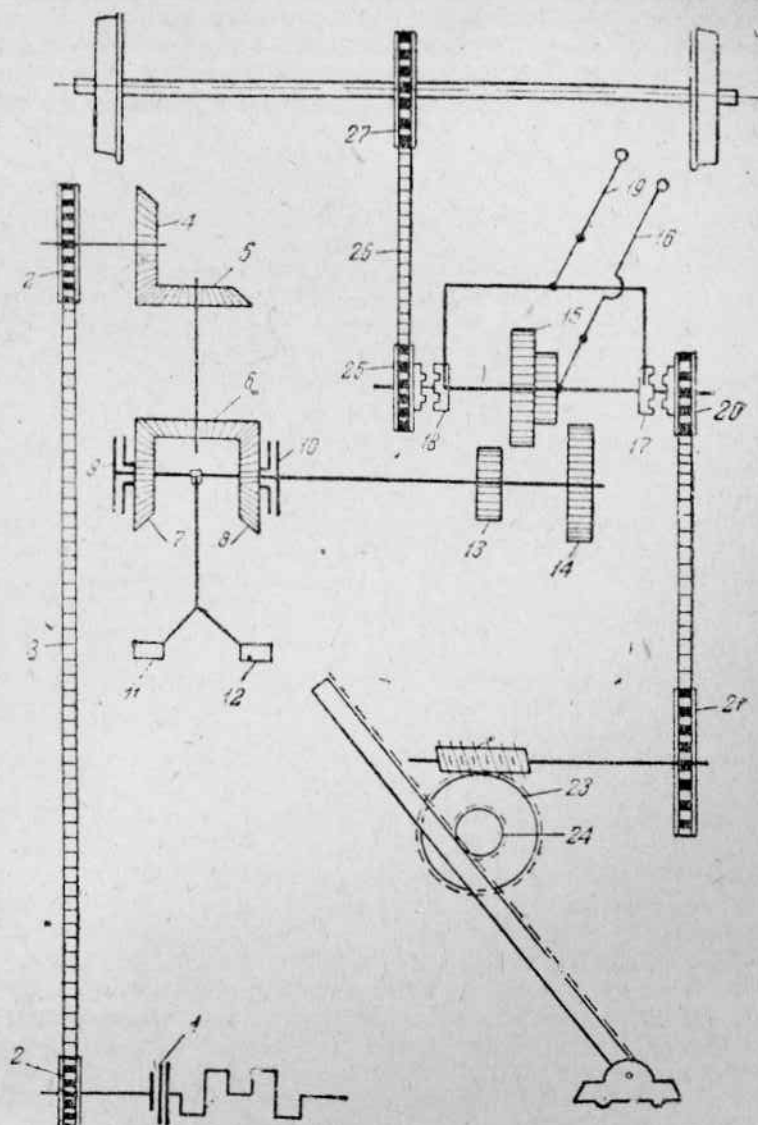


Фиг. 252. Начальная; промежуточная и конечная стадии цикла передвижки пути машиной Нордберг.

нира опорного башмака. После этого клещи разжимаются, рейка с башмаком приподнимается вверх, в исходное положение, и машина передвигается вперед на 9—15 м, где она снова устанавливается для повторения описанного цикла операций.

Подъемно-реечный и ходовой механизмы машины Нордберг приводятся в действие от двигателя внутреннего сгорания мощностью в 40 л. с. Вращение от коленчатого вала (фиг. 253) через фрикционное сцепление *1* передается при помощи зубчатых звездочек *2—2* и цепи Галля *3* коническим шестерням *4, 5* и *6*. Все эти шестерни и звездочки насажены на своих осях на шпонках. Конические шестерни реверса *7* и *8* посажены на промежуточном валу свободно и сцеп-

ляются с фрикционными дисками 9 и 10, сидящими на этом же валу на шпонках, с помощью ножных педалей 11 и 12.



Фиг. 253. Кинематическая схема подъемно-реечного и ходового механизмов машины Нордберг.

1 — фрикционное сцепление, 2 — зубчатые звездочки, 3 и 26 — цепи Галля, 4 и 5 — конические шестерни, 6, 7 и 8 — реверс, 9 и 10 — фрикционные диски, 11 и 12 — ножные педали, 13 и 14 — цилиндрические шестерни, 15 — двойная шестерня, 16 и 19 — рычаги, 17 и 18 — кулачковые муфты, 20, 21, 25 и 27 — звездочки, 22 — червяк, 23 — червячная шестерня, 24 — малая рабочая шестерня.

Коробка скоростей ходового и подъемно-реечного механизмов состоит из двух цилиндрических шестерен 13 и 14 и двойной шестерни 15.

стерни 15, которая перемещается вдоль приводного вала при помощи рычага 16. Для включения ходового или подъемно-реечного механизма имеются кулачковые муфты 17 и 18, управляемые рычагом 19. Звездочка 20 для передачи движения подъемно-реечному механизму посажена на приводном валу свободно, а при сцеплении с кулачковой муфтой 17 она вращается вместе с валом и приводит в движение звездочку 21, червяк 22, червячную шестерню 23 и посаженную на одном валу с ней малую рабочую шестерню 24.

Ходовая передача состоит из звездочки 25, сидящей на валу свободно, цепи Галля 26 и звездочки 27, посаженной на ведущей оси платформы наглухо.

Основные эксплуатационно-технические данные машины Нордберг (модели S): ширина колеи — 1524 мм; мощность мотора — 40 л. с.; ширина передвигки за один ход 450—900 мм; подъемное усилие — 22 680 кг; скорость движения (максим.) — 32 км/час; вес — 4500 кг;

В СССР машины системы Нордберг изготовлялись Свердловским заводом «Металлист».

Производительность машины Нордберг зависит от величины смещения пути при каждом цикле передвигки s , от расстояния между точками установки машины l и от продолжительности цикла передвигки на каждой установке t . Она может быть выражена равенством:

$$A = \frac{60 ls}{t},$$

где A — часовая производительность машины, $м^2$;

l — расстояние между точками установки машины, $м$;

s — ширина передвигки, $м$;

t — продолжительность полного цикла передвигки, включая переезды машины от одной точки к другой, мин.

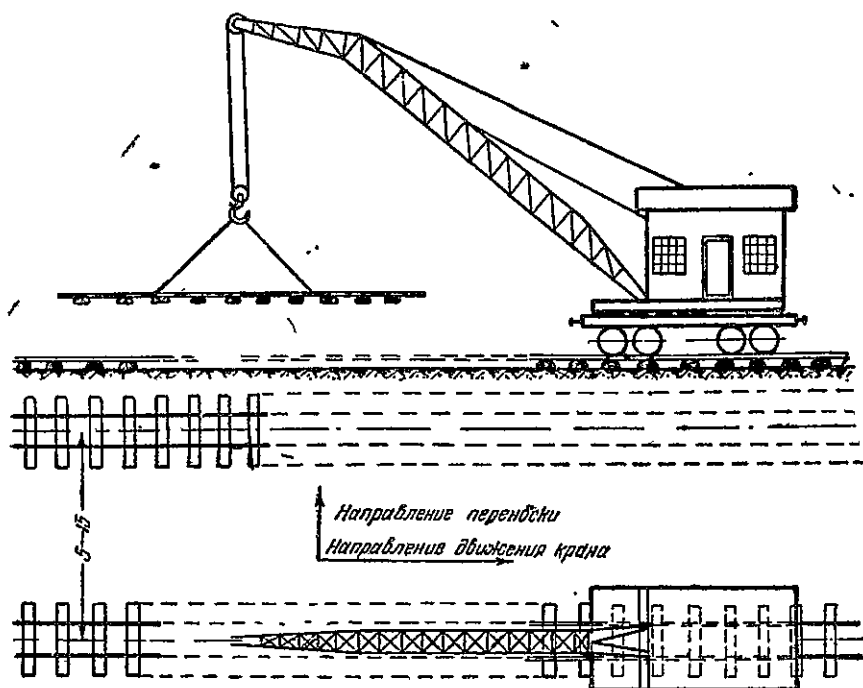
При эксплуатации машины Нордберг на Магнитогорском руднике, на основе опыта лучших стахановцев-машинистов, работавших на этой машине, выяснилось, что расстояние между точками установки l может быть доведено до 16—17 м (вместо обычных 9—15 м). Ширина передвигки может быть увеличена до 1,0—1,1 м (вместо 0,45—0,90 м) за счет дальнейшего сдвигания пути после того как машина придет в соприкосновение с землей в результате передвигки ее с прежнего места на новое. Продолжительность цикла t может быть доведена до 4—5 минут. С учетом этих данных, возможная часовая производительность машины будет:

$$A = \frac{60 \cdot 17 \cdot 1,1}{4} = 280 \text{ м}^2/\text{час}.$$

2. Железнодорожные краны

Передвигка или вернее перепоска путей с помощью железнодорожных кранов, в отличие от путепередвигателей всех других типов, производится отдельными звеньями (фиг. 254), с предварительным расчленением рельсовых соединений на стыках.

Для путевых работ наиболее удобны в эксплуатации легкие железнодорожные краны весом 40—60 т, грузоподъемностью в 2—4 т, при максимальном вылете стрелы в 10—15 м. В конструктивном отношении они близки к полноповоротным одноковшевым экскаваторам, установленным на железнодорожном ходу. Они изготовляются в большинстве случаев экскаваторостроительными заводами, так



Фиг. 254. Схема крановой переноски вагонных путей.

как подъемный и поворотный механизмы кранов, а также и другие детали конструктивно ничем не отличаются от подобных механизмов и деталей одноковшевых экскаваторов. Силовое оборудование кранов — паросиловые установки или двигатели внутреннего сгорания.

При звеньевой передвигке путей нормальной колеи для обслуживания крана кроме машиниста и его помощника требуется бригада в составе 6—8 рабочих, из которых один занят на развинчивании стыковых соединений, 2—4 — на подвеске рельсовых звеньев к подъемному крюку крана и направлении их на новое место укладки, двое на свинчивании стыков, и один рабочий следит за передвижкой самого крана и производит укрепление его на местах установок с помощью особых башмаков.

Планировка трассы на новом месте укладки пути производится при помощи бульдозеров (см. след. главу) или вручную, отдельной бригадой рабочих в составе 10—20 человек.

Выравнивание профиля и балластровка пути на новом месте производится также отдельной бригадой рабочих в составе 10—20 человек. Таким образом общий штат рабочих при звеньевой передвинке путей, включая машиниста крана и его помощника, составляет 28—50 человек.

Производительность крановой передвинки путей может быть определена по формуле того же вида, что и производительность машины Нордберг, а именно:

$$A_k = \frac{60 l_1 s_1}{t_1},$$

где A_k — часовая производительность крана по переноске звеньев, $м^2$;

l_1 — средняя длина одного рельсового звена, $м$;

s_1 — расстояние между осями путей в старом и в новом положении, $м$;

t_1 — продолжительность цикла переноски одного звена рельсового пути, включая переезды крана от одной точки установки к другой, мин.

Фактическая производительность крановой переноски путей, по данным Магнитогорского рудника, составляет 230—250 $м^2$ за 7-часовую смену при расстоянии между осями путей в старом и в новом положениях 10—12 $м$, или часовая производительность составляет в среднем около 360—400 $м^2$; среднее время переноски одного десятиметрового звена соответственно равно 17—18 мин. Вообще же чистое время продолжительности цикла переноски одного звена может быть снижено до 8—12 мин.

§ 4. Условия применения путепередвижателей непрерывного и циклического действия

Машины непрерывного действия могут применяться для передвинки двухрельсовых и многорельсовых путей, уложенных только на совершенно ровных рабочих площадках без бугров, ям, валунов и др. препятствий. Рельсы должны укрепляться к шпалам на металлических подкладках с помощью шурупов или сквозных болтов, головки которых должны быть заделаны впотай с подошвами шпал. При этих условиях машины непрерывного действия при обслуживающем персонале в 2—3 человека обеспечивают производительность передвинки до 2000 $м^2/ч$ и более.

Прицепные и самоходные машины мостового и консольного типов применяются, как правило, в сочетании с многоковшовыми экскаваторами и абразивными для передвинки забойных и отвальных путей. Консольные устройства, смонтированные на отвальных плугах, предназначаются для передвинки отвальных и легких забойных путей, уложенных на ровных площадках.

Машина Нордберг применяется преимущественно для передвинки отвальных и, в более редких случаях, забойных путей, когда ширина передвинки не превышает 3—5 $м$; нормально она используется для передвинки путей на отвалах на ширину 1,5—2,0 $м$,

а также для подъемных работ при выравнивании профиля и балластировке путей. Кроме того, ею пользуются как автодрезиной для доставки шпал, рельсов и инструментов к местам путевых работ.

Железнодорожные краны применяются для переноски путей в забоях одноковшевых экскаваторов, когда расстояние передвижки достигает 5—15 м и более. В этих случаях передвижка путей с помощью машины Нордберг потребовала бы многократного повторения ее проходов с весьма значительным нарушением крепления рельсов к шпалам.

Кроме того, при работе одноковшевых экскаваторов в скальных породах рабочие площадки уступов бывают чрезвычайно неровными, и планировка их по всей площади передвижки требует иногда слишком много труда и времени.

Железнодорожные краны используются также для укладки новых путей в забоях, на отвалах и на других участках работы рудников. В этих случаях рельсы пришиваются к шпалам заранее на специально отведенных для этой цели площадках или в рельсоборочных мастерских. Готовые звенья грузятся краном на железнодорожные платформы и доставляются к месту укладки. В процессе укладки платформы с заготовленными звеньями передвигаются вслед за краном, по мере наращивания пути.

Основным недостатком всех видов механической передвижки путей является то, что обычные способы укрепления рельсов к шпалам с помощью костылей не гарантируют необходимой прочности скреплений, вследствие чего путь быстро распатывается и требует частых ремонтов. Более надежным в этом отношении является укрепление рельсов к шпалам с помощью болтов. При крановой переноске путей во избежание перекоса звеньев их следует усиливать металлическими шпалами, например, из швеллерного железа, хотя бы по 2—3 шпала на звено.

МОТОРИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

ГЛАВА XIV

**КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТРАКТОРНОЙ ТЯГИ****§ 1. Общие сведения**

За последние годы (1935—1943) на американских рудниках, наряду с применением вскрышных экскаваторов с ковшами емкостью до 27 м^3 , автотягачей с седельными прицепами на пневматических шинах грузоподъемностью до 80 т и электрических сверл для бурения горизонтальных и вертикальных скважин диаметром до 200 мм , получили широкое распространение новые виды механизации открытых горных работ с использованием менее мощного и более дешевого оборудования.

Гусеничный трактор оказался настолько универсальным тяговым двигателем, что на открытых горных работах он нашел применение не только как вспомогательный, но и как основной вид оборудования при механизации всех операций производственного процесса, начиная с отбойки и кончая отвальными работами.

Важнейшими видами рабочего оборудования, позволяющими осуществить комплексную механизацию всего производственного процесса с помощью гусеничных тракторов, являются: рутеры, тракторные скреперы, буксирные гусеничные прицепы и бульдозерные и англодозерные устройства.

Применение этих видов оборудования для механизации горных работ с использованием в качестве основного вида энергии автотракторных двигателей, работающих на жидком, твердом или газообразном топливе, в данном случае и носит название моторизации открытых разработок.

В зависимости от горно-технических и геологических условий разрабатываемого месторождения моторизованное оборудование применяется в чистом виде, или в комбинации с обычными типами горного оборудования.

Ведущими рабочими механизмами в комплексе моторизованного оборудования являются тракторные скреперы, с помощью которых ведутся вскрышные, а иногда и добычные работы.

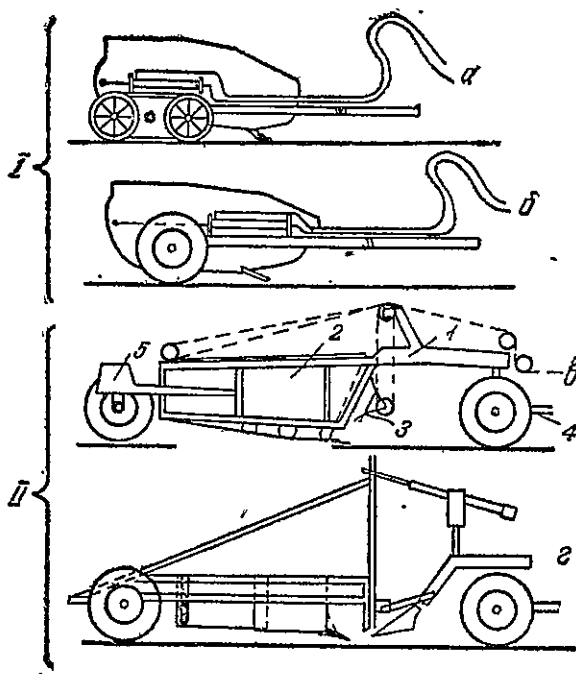
В последнее время тракторные скреперы получили наиболее широкое распространение при разработке горизонтальных и пологопадающих пластов угля, а также огнеупорных и строительных глин, песка, гравия и других ископаемых, залегающих на глубине $7\text{--}12 \text{ м}$.

В отдельных случаях они находят применение при мощности покрывающих пород до 15—17 м и более.

§ 2. Краткая конструктивная характеристика оборудования

1. Тракторные скреперы

Тракторные скреперы подразделяются на два основных типа, отличающихся друг от друга главным образом конструкцией разгрузочного и ходового устройств.

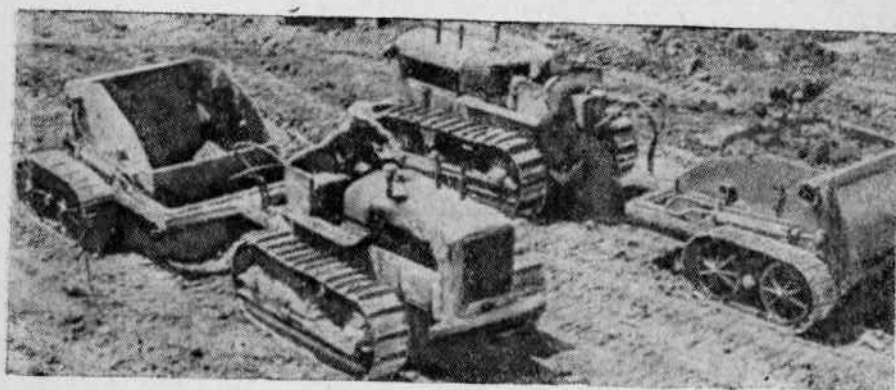


Фиг. 255. Схема основных типов тракторных скреперов.

К первому типу (континенталь) относятся скреперы, смонтированные на гусеничном или одноосном пневматическом ходу; разгружаются они путем опрокидывания кузова назад с помощью гидравлических цилиндров (фиг. 255, а и б). На этих скреперах (фиг. 256) разгрузочные цилиндры укреплены к главной раме грузонесущего кузова, по обеим его сторонам. Каждый цилиндр соединен посредством двух металлических трубок с шестеренчатым насосом, установленным на тракторе. Свободные концы штоков гидравлических цилиндров укреплены шарнирно к боковым стенкам кузова, состоящего из двух лотков. В момент опорожнения скрепера в цилиндры нагнетается масло (под давлением 20—25 ат), вследствие чего задний лоток отклоняется назад, а передний, соединенный с ним шарнирно, поворачивается на несущей оси на 45—50°. Скреперы этого типа строятся емкостью от 2,5 до 10 м³.

Ко второму типу (карриал) относятся скреперы, смонтированные на двухосном пневматическом ходу; разгружаются они чаще с помощью троса, наматываемого на барабан небольшой вспомогательной лебедки, установленной на тракторе (фиг. 255 в и г).

На фиг. 255, в показана схема одной из последних моделей скреперов этого типа, изготовляемых заводом Бьюсайрус. Скрепер состоит из пяти главных частей: рамы 1 с боковыми пластинами, кузова 2, укрепленного шарнирно к боковым пластинам, фартука 3, дышлового устройства 4 и задне-осевого комплекта 5. Регулирование глубины резания и опрокидывание кузова в момент опораживания производится с помощью двух тросов. При разгрузке кузов поворачивается на шарнире, расположенном приблизительно



Фиг. 256. Гусеничные тракторные скреперы типа «Континенталь».

над режущим краем днища, и, наклоняясь вперед, становится почти в вертикальное положение. Фартук, прикрывающий передний край кузова, может быть поднят или опущен и служит как для предотвращения просыпания породы из кузова во время движения скрепера к отвалу, так и для разравнивания породы после разгрузки.

На фиг. 255, г представлена упрощенная схема скрепера Летурино, относящегося к этому же типу, но отличающегося от скреперов Бьюсайрус конструкцией кузова и способом разгрузки. Отличительной особенностью скреперов Летурино является то, что кузов их состоит из двух лотков: переднего — неподвижного и заднего — подвижного. Кроме того, задний лоток снабжен вертикальным подвижным разгрузочным щитом, который под действием натяжения разгрузочного каната перемещается внутри этого лотка подобно поршню в цилиндре и выталкивает находящуюся в нем породу. В момент опораживания сначала вдвигается задний лоток внутрь переднего, а затем приводится в движение разгрузочный щит. Установка лотков и разгрузочного щита после разгрузки в начальное положение производится с помощью стальных спиральных пружин, помещаемых внутри поперечных или продольных коробчатых балок. Под действием натяжения разгрузочного каната в момент опораживания кузова эти пружины сжимаются, а после разгрузки, разжимаясь, они ставят

лотки и шит в исходное положение. Передний край кузова скрепера Летурно также снабжен подвижным фартуком, имеющим то же назначение, что и в скреперах Бьюсайрус.

Двухосные скреперы на пневматическом ходу с канатным управлением строятся емкостью от 3,5 до 23 м³. Советские двухосные тракторные скреперы модели СШ на пневматическом ходу строятся емкостью в 6 м³ и рассчитаны для работы с трактором ЧТЗ—С-65.

Важнейшая особенность тракторных скреперов в том, что они в одном агрегате сочетают комбинированный транспортно-добычный механизм, приспособленный для самозагрузки, транспорта и разравнивания породы на отвале, тогда как при обычных методах работы для выполнения этих операций требуется 3—4 более сложных и дорогих механизма.

Другая чрезвычайно важная особенность тракторных скреперов, или вернее тракторов, заключается в том, что они могут преодолевать такие подъемы, которые недоступны никаким другим видам транспорта, а при наличии сравнительно небольших уклонов имеется возможность к одному трактору прицепить два скрепера, благодаря чему производительность агрегата увеличивается приблизительно на 80%. По данным К. F. Park и H. L. Stilley предельные подъемы (уклоны) для тракторных агрегатов с одним и двумя скреперами, емкостью по 9,17 м³ каждый, в зависимости от нагрузки и скорости движения изменяются следующим образом (табл. 53).

Таблица 53

Предельные уклоны (подъемы) для порожних и груженых тракторных скреперов в зависимости от скорости движения трактора

Емкость и вес скреперов, прицепленных к трактору	Скорости (передачи) трактора					
	I	II	III	IV	V	VI
	Предельные подъемы (уклоны), %					
Порожний скрепер емкостью 9,17 м ³ , вес 7850 кг	44	30	25	20	16	11
Груженный скрепер емкостью 9,17 м ³ , общий вес 19 700 кг	28	18	15	11	8	5
Сдвоенные порожние скреперы емкостью по 9,17 м ³ , общий вес 15 700 кг	32	21	17	14	10	6
Сдвоенные груженные скреперы емкостью по 9,17 м ³ , общий вес 39 400 кг	19	12	9	6	4	1

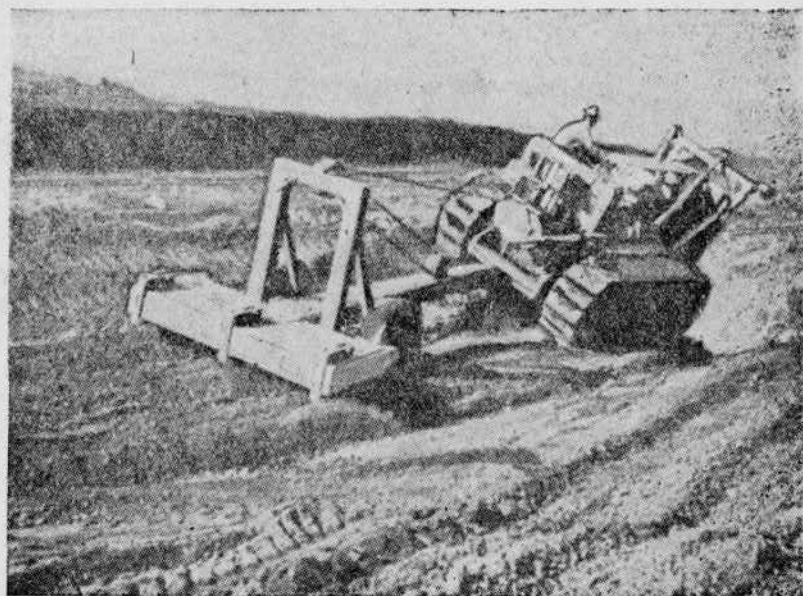
Примечание. Гусеничный трактор, пригодный для работы с этими скреперами, например, Катерпиллер—Дизель—75, мощностью в 93 л. с., имеет следующие скорости: I—2,50; II—3,63; III—4,26; IV—4,96; V—5,95 и VI—8,05 км/час.

2. Рутеры

При работе тракторных скреперов в более или менее плотных породах, как, например, слабо сцементированный гравий, разрушенные глинистые и метаморфические сланцы, слабые песчаники, валунчатые породы, и т. п., для предварительного разрыхления их применяются рутеры.

Наиболее распространенный рутер типа Летурно (фиг. 256а) представляет собою металлическую платформу, смонтированную на одноосном ходу; стальные колеса его имеют гладкий обод.

К платформе укреплено три массивных зуба, расположенных в



Фиг. 256а Рутер Летурно.

шахматном порядке или же на одной прямой, перпендикулярной к оси упряжного дышла.

Регулирование ширины разрыхляемой ленты в соответствии с крепостью пород осуществляется путем перестановки крайних зубьев ближе к центральному зубу или дальше от него. Регулирование глубины внедрения достигается с помощью троса, идущего от вспомогательной лебедки трактора через блоки вертикальной рамы и упряжного дышла. Режущие концы зубьев в целях повышения их устойчивости, наплавляются иногда твердыми сплавами.

Глубина внедрения зубьев, в зависимости от крепости пород и веса рутера, колеблется в пределах от 30 до 72 см. Так, например, на угольном карьере компании Blue Bell, в штате Огайо, рутер Летурно весом около 1 т при работе в твердом глинистом сланце производит

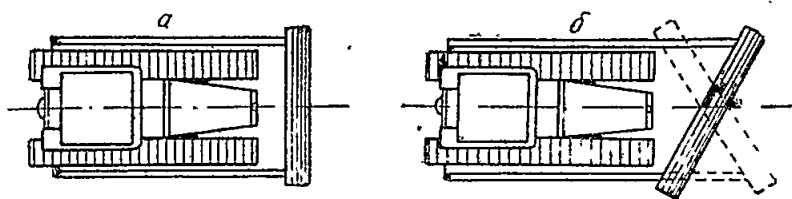
разрыхление его на глубину до 60 см за один проход. Производительность рутера, в зависимости от крепости пород и мощности трактора, колеблется в пределах от 800 до 1300 т/час.

Рутеры не только создают благоприятные условия для работы тракторных скреперов в плотных породах, но и снижают стоимость разрыхления их в 4—6 раз по сравнению с буровзрывными работами. Практически они работают или с тем же трактором, что и скрепер (поочередно), или в паре с бульдозером — на одном и том же тракторе.

3. Бульдозеры и англодозеры

Профилирование и подчистка полотна откаточных дорог, подчистка кровли пласта полезного ископаемого после удаления основной массы покрывающих пород, выравнивание крутых откосов уступов путем подрезки верхней их части и сталкивания породы вниз, разравнивание породы на отвалах и другие операции, связанные с основными или вспомогательными работами в карьерах, выполняются с помощью бульдозеров и англодозеров.

Рабочее оборудование как бульдозера, так и англодозера состоит из массивного планировочного лемеха (отвала), укрепленного на специальной раме, и гидравлической или канатной системы управления, смонтированных на гусеничном тракторе. Если планировочный лемех укреплен перпендикулярно к продольной оси трактора, то такой агрегат обычно носит название б у л ь д о з е р а (фигура 257, а), если же лемех устанавливается под острым углом к той же оси, с отклонением плоскости его вправо или влево по ходу трактора, то такой агрегат называется а н г л о д о з е р о м (фиг. 257, б). Дру-



Фиг. 257. Схемы бульдозера (а) и англодозера (б).

гими словами, если рама, несущая лемех, конструктивно приспособлена к изменению угла отклонения его по отношению к продольной оси трактора, то один и тот же агрегат может служить бульдозером и англодозером. Так, например, на советских бульдозерах модели БГ и БГМ лемех может быть закреплен на раме перпендикулярно к продольной оси трактора, а также под углами 45° и $67^\circ 30'$ к той же оси с поворотом в ту или другую сторону, т. е., в случае необходимости, лемеху может быть придано любое из пяти возможных положений по отношению к оси трактора, в которых он закрепляется посредством особых съемных раскосов.

При разравнивании породы на отвалах, а также при подчистке кровли пласта после вскрышных работ лемех обычно устанавливается перпендикулярно к оси трактора и следовательно агрегат в этих

случаях применяется как бульдозер, а при профилировании и подчистке откаточных дорог, при выравнивании крутых откосов уступов он устанавливается под углом 60—67° и используется как англодозер.

Управление лемехом в процессе работы бульдозера или англодозера, т. е. регулирование глубины планировки осуществляется с помощью гидравлических цилиндров, штоки которых соединены с боковыми рычагами несущей рамы, или посредством вспомогательной лебедки и каната, пропущенного через систему блоков.

Канатное управление лемехами имеет то преимущество, что оно позволяет производить значительно быстрее перевод трактора с одного рабочего оборудования на другое (например, на двухосный скрепер или рутер) и пользоваться для управления всеми видами рабочего оборудования одной и той же вспомогательной лебедкой, установленной на тракторе. Кроме того при канатном управлении глубина внедрения лемеха ниже уровня почвы практически не ограничена, что особенно важно при работе англодозера по выравниванию крутых откосов уступа.

При гидравлическом управлении регулировка высоты подъема или глубины внедрения лемеха производится точнее и быстрее, кроме того лемех устойчиво сохраняет то положение по высоте, которое ему придано, так как с увеличением сопротивления грунта штоки гидравлических цилиндров не позволяют ему подниматься вверх, что может иметь место при канатном управлении.

В зависимости от мощности трактора, размеры лемехов бульдозеров и англодозеров изменяются в пределах от 2,0 до 4,5 м по длине и от 0,8 до 1,20 м по высоте; вес (без трактора) от 2000 до 3500 кг.

§ 3. Организация работ

Как уже указывалось, ведущим рабочим механизмом в комплексе моторизованного оборудования является тракторный скрепер той или иной конструкции, а поэтому в данном случае рассматривается организация работ главным образом с точки зрения использования тракторных скреперов в качестве основных и вспомогательных механизмов на вскрышных работах.

Как вспомогательное оборудование при экскаваторных горных работах тракторные скреперы применяются: а) с целью понижения высоты уступов как при проходке траншей, так и на вскрышных работах, б) для проходки разрезных, вытяжных и дренажных траншей на полное сечение и в) для окончательной подчистки пласта полезного ископаемого.

Наиболее характерным практическим примером использования тракторных скреперов как вспомогательного оборудования с целью понижения высоты уступов при проходке траншей является организация работ на руднике Форсайт (Forsyth), в штате Иллинойс (США).

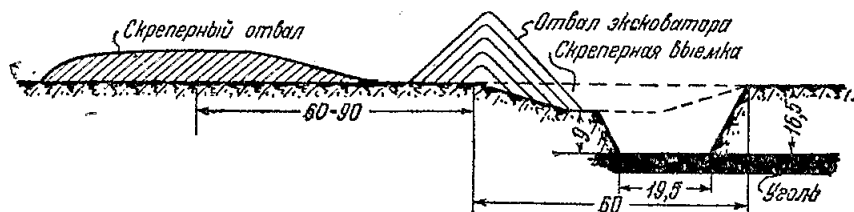
В данном случае при разработке горизонтального угольного пласта мощностью 1,5—1,8 м, залегающего под толщей покрывающих пород в 15,0—16,5 м, нормально на вскрышных работах применяется

механическая лопата с ковшем емкостью в $12,25 \text{ м}^3$; длина стрелы экскаватора $28,5 \text{ м}$, длина ковшевой рукоятки — $18,6 \text{ м}$.

Таким образом при высоте вскрышного уступа в $15,0\text{—}16,5 \text{ м}$ рабочие размеры этого экскаватора не позволяли проходить разрезные траншеи полным сечением с размещением пустых пород на борту карьера. Поэтому верхний слой покрывающих пород мощностью в $6\text{—}7,5 \text{ м}$ был снят с помощью скрепера Петурно, емкостью $6,12 \text{ м}^3$, что позволило понизить высоту уступа до $9,0 \text{ м}$ (фиг. 258) и подготовить площадку для размещения пустых пород на борту карьера.

Аналогичная организация проходки разрезных и вытяжных траншей применялась на рудниках Фиат, Сент-Давид, Перси и др.

Типичным примером применения тракторных скреперов с целью понижения высоты уступов на вскрышных работах может служить рудник Боболинк. Несмотря на то, что здесь вскрыша производилась механической лопатой с ковшем емкостью в 23 м^3 , высота чер-



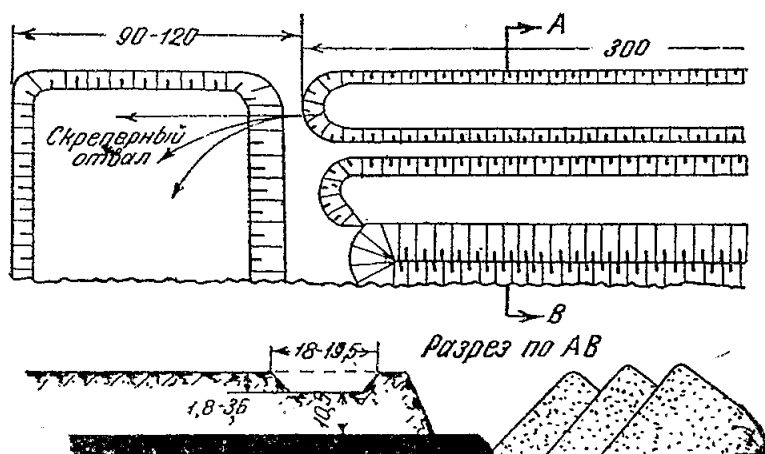
Фиг. 258. Понижение высоты уступа с помощью тракторного скрепера при проходке траншей.

пания которой равна 29 м при высоте разгрузки в $22,6 \text{ м}$, а максимальная высота уступа фактически не превышала $14,1 \text{ м}$, то казалось бы, что в данном случае нет особой необходимости прибегать к помощи тракторного скрепера для понижения высоты уступа. Тем не менее практически оказалось более рациональным в восточной части карьера на протяжении 300 м понизить высоту уступа с $12,3\text{—}14,1 \text{ м}$ до $10,5 \text{ м}$, как показано на фиг. 259. Это давало возможность работать и в этой части карьера заходкой шириною в $19,5 \text{ м}$ и размещать при этом всю оставшуюся породу в выработанном пространстве, не засыпая вновь обнаженного пласта угля, тогда как при высоте уступа $13\text{—}14 \text{ м}$ ширину ленты нужно было бы сократить. Скреперный отвал при этом размещался за пределами восточного борта карьера.

Способность тракторных скреперов преодолевать подъемы до 28% при движении с грузом и до 44% — при движении порожняком делает их иногда незаменимыми при проходке различных подготовительных выработок, в том числе разрезных, дренажных и в особенности вытяжных траншей. Последние, как известно, проводятся обычно с уклоном от $1\text{—}2$ до $15\text{—}20\%$ и более, что с помощью экскаваторов осуществляется не всегда так легко, просто и быстро, как с помощью тракторных скреперов, так как последние позволяют придать подошве траншей любой уклон, обусловленный типом принятого транспорта.

При проходке траншей с помощью тракторного скрепера движение агрегата — кольцевое. Длина рабочего участка определяется размерами траншеи по глубине и ширине и колеблется в пределах 20—50 м.

В практике открытых горных работ всегда желательно иметь достаточно большое опережение вскрышных работ по отношению к добычным. Однако в некоторых случаях вследствие особых свойств полезного ископаемого крайне нежелательно оставлять его обнаженным на длительное время, так как под влиянием атмосферных осадков, переменной температуры воздуха, ветра и пр. качество такого ископаемого значительно снижается, что в конце концов приводит к большим количественным потерям.



Фиг. 259. Понижение высоты уступа с помощью тракторных скреперов при вскрышных работах.

Чтобы избежать этого и вместе с тем выдержать необходимое опережение вскрышных работ, на кровле пласта оставляется небольшой защитный слой покрывающих пород, толщиной в 20—30 или до 50 см, который снимается за несколько часов перед выемкой ископаемого на данном участке. Эта работа очень часто выполняется тракторным скрепером, причем, если защитный слой породы сильно уплотнен, то он предварительно разрыхляется рутером.

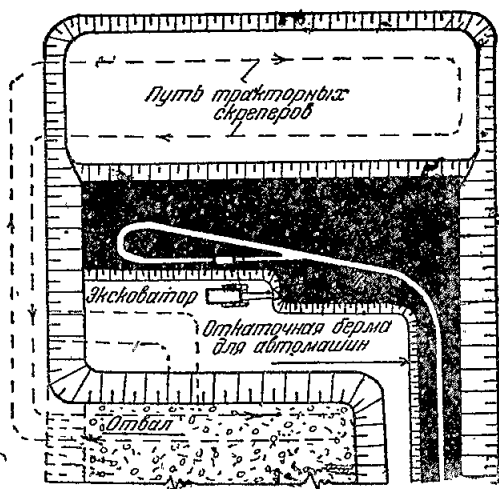
Наконец, в практике нередки случаи, когда пласт ископаемого имеет волнистую форму, поэтому при вскрышных работах экскаватор, в силу необходимости, вынужден оставлять на кровле часть пустой породы. Удаление оставшейся в складках породы, как показал опыт американских рудников, также может производиться весьма эффективно с помощью тракторных скреперов, благодаря чему потери полезного ископаемого значительно сокращаются.

В качестве основного оборудования для вскрышных работ тракторные скреперы применяются преимущественно при разработке горизонтально залегающих пластов угля и других полезных иско-

паемых, что, конечно, не исключает возможности вполне эффективного использования их при разработке месторождений других типов.

При разработке горизонтальных залежей с применением тракторных скреперов отвалы пустых пород могут размещаться как за пределами карьера, так и в выработанном пространстве (фиг. 260).

В последнем случае сталкивание доставленной и разгруженной породы под откос отвала производится с помощью бульдозера или англодозера, который монтируется либо на том же тракторе, что и скрепер, либо на отдельном; иногда один и тот же трактор работает поочередно со скрепером и бульдозером.



Фиг. 260. Схема разработки горизонтального пласта с размещением скреперного отвала в выработанном пространстве.

§ 4. Техничко-экономические показатели

Производительность тракторных скреперов зависит от их емкости, профиля пути, скорости движения, обусловленной этим профилем, от характера пород и расстояния доставки.

Данные о фактической производительности тракторных скреперов на американских карьерах за 1936—1940 гг. приведены в табл. 54.

Из приведенных данных по 12 рудникам видно, что среднее расстояние доставки только в двух случаях достигает 360 м, а в остальных оно колеблется в пределах 60—300 м, что в практике американских рудников считается наиболее рациональным.

Пределы колебания производительности для скреперов одной и той же емкости, как видно из тех же данных, весьма значительны, что прежде всего объясняется различными расстояниями доставки и различными скоростями движения тракторных агрегатов. Тем не менее в среднем можно считать, что если расстояние доставки не превышает 300 м, то для замены механической лопаты с ковшем емкостью в $1,5 \text{ м}^3$ (с производительностью около 700 м^3 за 8-час. смену) потребуется не более двух тракторных скреперов емкостью по $6,12 \text{ м}^3$, а вместо различного транспортного и отвального оборудования потребуется только один бульдозер или англодозер с неполным рабочим днем. Капитальные затраты на оборудование составят лишь 15—20% от стоимости экскаватора и транспортного оборудования, или в 5—6 раз меньше.

Хотя размер капитальных затрат на оборудование и является весьма важным фактором в экономике предприятия, однако решаю-

Показатели работы тракторных скреперов на рудниках США

Рудники	Емкость скрепера, м ³	Мощность трактора, л. с.	Расстояние доставки в один конец, м	Время на один полный рейс, мин.	Кол. рейсов в 1 ч. чистого времени работы	Объем породы, перевозимой за 1 рейс (в целине), м ³	Произв. в 1 ч. чистого времени работы, м ³	Кэф. использ. агрегата по времени, %	Производит., привнесенная в 1 ч. смены, м ³
Белл Клайв К° (Теннесси)	3,44	40	300	6,60	9,1	3,06	27,8	93,0	207
Форсит, южн. траншея (Иллинойс)	6,12	70	90—120	5,05	11,9	4,07	48,4	93,1	360
Форсит, сев. траншея.	6,12	70	360	5,62	10,7	4,10	43,8	91,3	320
Фиат	6,12	70	85	2,91	20,6	4,10	84,3	90,5	610
Сент-Давид	6,12	70	130	5,25	11,5	4,10	47,4	86,0	326
Перси	6,12	62	60	4,08	14,7	4,10	60,2	88,0	376
Оглесби (Иллинойс)	9,18	95	225	6,60	9,1	6,12	56,5	94,1	425
Пенсильвания Дикси (Айова)	9,18	95	290	7,50	8,0	6,12	49,0	92,3	362
Берлин (Айова)	9,18	95	360	7,50	8,0	5,75	46,0	87,5	322
Боболлин	9,18	95	135—240	5,70	11,2	6,12	68,2	90,7	497
Ашланд (Пенсильвания)	9,18	95	150	5,00	12,0	6,9	82,8	93,8	610
Зенсвилл (Огайо)	9,18	95	180	—	—	—	—	—	612

Примечания: 1. Породы — преимущественно глины, суглинки и глинистые сланцы. 2. Коэффициент использования агрегатов для первых шести рудников определен по хронометражным данным, а для остальных подсчитан приблизительно.

щее влияние на экономичность разработки оказывают эксплуатационные расходы. Несмотря на то, что тракторные скреперы работают на более дорогих видах энергии, чем экскаваторы и различные виды рельсового транспорта, тем не менее, совмещая в себе операции погрузки и доставки, они позволяют довести до минимума штаты основных и вспомогательных рабочих и тем самым значительно снизить эксплуатационные расходы. Так, например, опыт рудников Burning Star (в штате Иллинойс), Zanesville (в штате Огайо) и других показывает, что стоимость выемки мягких пород тракторными скреперами обходится вдвое дешевле, чем экскаваторами. Поэтому на некоторых рудниках даже действующие механические лопаты и драглаины иногда заменяются тракторными скреперами.

Следует отметить, что тракторные скреперы особенно большое значение имеют для небольших предприятий, которые без них например в условиях США, не могли бы существовать. Одним из наиболее интересных примеров предприятий такого рода является карьер Carney около Клинтона (штат Миссури). Здесь разрабатывается горизонтально залегающий пласт угля мощностью в 1,15 м, при средней

мощности покрывающих пород в 6,2 м. На вскрыше работает один двухколесный тракторный скрепер емкостью в 2,68 м³ со средней производительностью 46 м³ в час. Таким образом вскрышные работы, в количестве около 350 м³ в смену, по существу, выполняются одним человеком, благодаря чему достигаются следующие технико-экономические показатели.

Среднее фактическое отношение объема вскрыши к объему угля	5,35 : 1
Средний фактический объем вскрыши в м ³ на т угля	3,05 : 1
Стоимость вскрыши за 1 м ³ в центах	6,55
Стоимость вскрыши на 1 т угля в центах (6,55 × 3,04)	20,0
Полная продажная цена угля (франко-рудник) в долларах	2,50
Стоимость вскрыши в % от продажной цены угля	8, %

На руднике Zanewille стоимость вскрыши тракторными скреперами в среднем составляет 11,8 — 13,1 цента за 1 м³ при отпускной стоимости угля первого сорта 2,50 доллара, что по сравнению со стоимостью вскрыши экскаваторами приблизительно в 2 раза дешевле, а на руднике Gleason стоимость скреперной вскрыши равна всего лишь 3,27 цента за 1 м³. Эти сравнительно широкие пределы колебания стоимости вскрыши тракторными скреперами объясняются прежде всего различными расстояниями, а следовательно, и различной производительностью агрегатов.

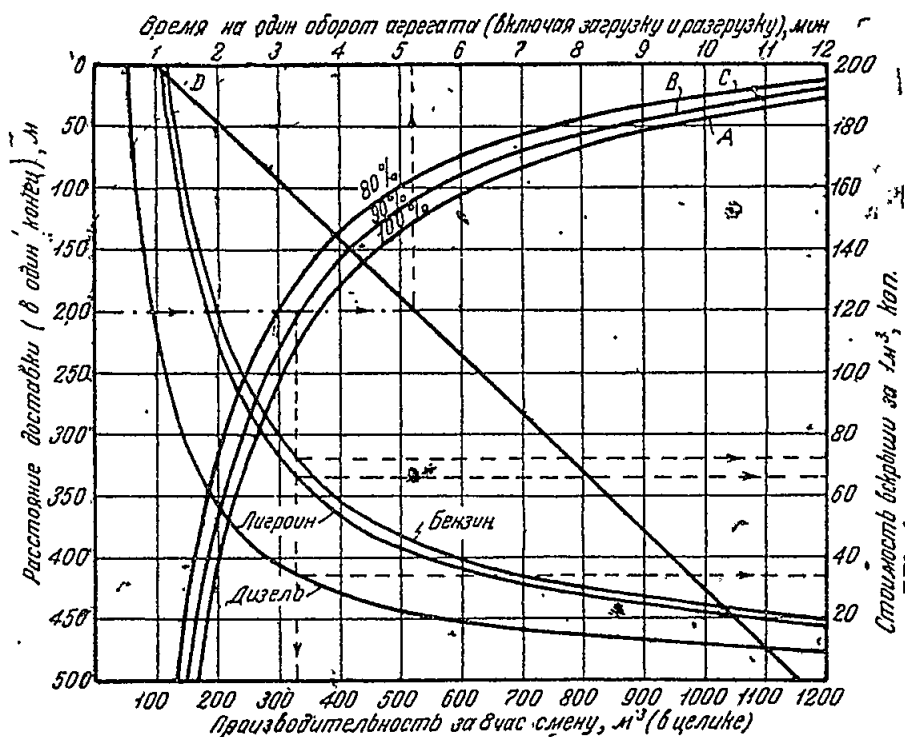
Так как на рудниках Советского Союза тракторные скреперы пока еще не применялись, то приблизительные пределы колебания стоимости вскрыши с использованием этого вида оборудования можно определить лишь путем расчета, результаты которого представлены в форме графика, изображенного на фиг. 261.

В основу построения его приняты следующие данные:

1) Работа производится советским тракторным скрепером модели СШ, емкостью 6,0 м³. 2) Тяговой двигатель — гусеничный трактор ЧТЗ — С-65, дизельный, бензиновый или лигроиновый. 3) Скорость движения агрегата с грузом 4,85 км/час, что соответствует II передаче трактора. 4) Скорость движения порожняком — 6,95 км/час, или I передача трактора. 5) Время загрузки и разгрузки скрепера — 1 мин. На основании этих данных определена производительность скрепера при расстоянии доставки от 0 до 500 м и построены кривые А, В и С, соответствующие использованию агрегата по времени на 100, 90 и 80%.

При определении стоимости содержания тракторного агрегата учтены: стоимость горючего, смазки, прямая и дополнительная зарплата, начисления на зарплату, адмхзрасходы, стоимость ремонта, амортизация трактора и скрепера. Расход горючего принят: а) для дизельного трактора 220 г/л. с. ч; б) для трактора, работающего на бензине — 375 г/л. с. ч; в) для трактора, работающего на лигроине — 375 г/л. с. ч. Стоимость горючего принята: а) дизельного — 45 коп. за кг.; б) бензина — 90 коп. за кг.; в) лигроина — 80 коп. за кг. Полная стоимость содержания тракторного агрегата за 8-часовую смену составляет: а) при работе с дизельным трактором 112,89 руб.; б) при работе трактора на лигроине — 217,39 руб.; в) при работе на бензине — 236,89 руб. На основании этих данных

построены кривые «дизель», «лигроин» и «бензин», позволяющие определить стоимость вскрыши при использовании тракторов, работающих на этих видах горючего. Так как норма времени на один оборот агрегата при постоянных скоростях движения, но при переменных расстояниях доставки изменяется по закону прямой, то диагональная прямая *D* позволяет определить эти нормы для расстояний в пределах от 0 до 500 м.



Фиг. 261. Номограмма для определения производительности, стоимости и времени оборота агрегата при работе тракторного скрепера СШ емкостью 6,0 м³ с трактором ЧТЗ — С-65.

Таким образом, пользуясь этим графиком, легко определить возможную сменную производительность, стоимость вскрыши за 1 м³ и норму времени на один оборот агрегата для любого расстояния доставки в пределах от 0 до 500 м. Так, например, при среднем расстоянии от пункта загрузки скрепера до отвала 200 м, сменная производительность (при коэффициенте использования тракторного агрегата по времени 90%) будет равна приблизительно 330 м³, которую прочитываем на нижней шкале графика (см. пунктирные стрелки). При работе скрепера с дизельным трактором стоимость 1 м³ вскрыши в этом случае будет равна примерно 34 коп., которую находим на правой шкале графика. Точно также легко определить, что при работе трактора на лигроине стоимость вскрыши

для этих же условий составила бы 66 коп. за 1 м^3 , а при работе на бензине — 72 коп. Норма чистого времени на один оборот агрегата прочитывается на верхней шкале, для чего горизонталь, соответствующая заданному расстоянию доставки, продолжается до пересечения с диагональю D , а из точки пересечения их проводится перпендикуляр к верхней шкале. Для данного примера эта норма равна 5,2 мин.

Нужно отметить, что с помощью этого графика очень легко решить и обратную задачу, например определить предельное расстояние доставки, при котором стоимость 1 м^3 вскрыши не превышала бы заранее установленной величины.

Из рассмотренного примера, между прочим, видно, что стоимость вскрыши при работе на дизельных тракторах вдвое дешевле, чем при работе на бензиновых и лигроиновых. Заграничная практика полностью подтвердила это опытом последних 4—5 лет, вследствие чего, например, на американских угольных карьерах в последнее время применяются почти исключительно дизельные тракторы.

ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПО ГРАФИКУ

ГЛАВА XV

**ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ ПО ГРАФИКУ
ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ОТКРЫТЫХ
РАЗРАБОТОК****§ 1. Сущность и значение организации работ по графику**

Партия и Правительство требуют от руководителей предприятий такой организации труда и производства, которая, основываясь на твердых пооперационных графиках и коллективной стахановской работе, обеспечивала бы выполнение государственного плана при равномерном выпуске продукции.

Производственный процесс на открытых горных работах в наиболее полном виде состоит из четырех основных операций: 1) отбойки (бурение и взрывные работы), 2) экскавации (погрузка руды и пустых пород в забоях), 3) транспорта руды и пустых пород (в состав которого иногда входит подъем), и 4) отвальных работ.

К числу важнейших вспомогательных операций на открытых разработках при любых условиях и способах ведения горных работ относятся путевые работы и работы по планово-предупредительному ремонту механизмов.

Ритмичная работа рудника, как единого слаженного производственного организма, с равномерным ежедневным выполнением государственного плана возможна только тогда, когда все основные и вспомогательные операции горных работ строго согласованы между собой как в отношении объема, так и в отношении времени их выполнения. Эта согласованность операций, основанная на производственно-технических расчетах, должна быть отражена в комплексном общекарьерном графике, который давал бы возможность следить за ходом производства и облегчал бы руководство всем производственным процессом. Отдельные, наиболее ответственные операции горных работ кроме того должны регламентироваться особыми, так называемыми пооперационными графиками, однако количество этих графиков не должно быть слишком большим, так как чрезмерное обилие графиков не только не облегчает руководства производственным процессом, а наоборот, затрудняет его, требуя совершенно ненужных затрат времени со стороны инженерно-технического персонала. Поэтому нужно считать, что для открытых горных работ являются необходимыми, но вполне достаточными, четыре вида графиков, а именно:

1) комплексный общекарьерный график, отображающий плановый и фактический режим работы рудника в течение месяца;

2) оперативный график работы экскаваторов и подвижного состава в замкнутом, открытом или комбинированном циклах, отображающий режим работы этих агрегатов в течение суток;

3) график работы ударно-канатных станков и производства массовых взрывов;

4) график планово-предупредительных ремонтов механизмов, регламентирующий средний и капитальный ремонт механизмов на период от 3 до 6 месяцев или даже до 1 года.

§ 2. Принципы расчета и построения общекарьерного графика

Основное назначение общекарьерного графика заключается в установлении вполне определенного режима работы всех механизмов рудника, а поэтому в нем должны быть отражены все основные и вспомогательные операции горных работ, т. е. отбойка, экскавация, транспорт и отвално-путевые работы.

Ввиду того что при работе в крепких рудах и породах взрывание скважин ударно-канатного бурения, как правило, производится сериями по 20—120 шт. и более, то на подготовку каждого взрываемого блока затрачивается от 5 до 15 дней и более. Поэтому, для того чтобы в общекарьерном графике могло быть отражено время подготовки и время взрыва блоков на вскрышных и добычных работах, он должен строиться на период продолжительностью не менее декады и не более месяца.

При построении месячного общекарьерного графика необходимо прежде всего установить размеры взрываемых блоков как на вскрышных, так и на добычных работах, что не только даст возможность привести буровзрывные работы в определенную систему со строгим циклованием их через определенные промежутки времени, но и будет дисциплинировать весь коллектив рудника и в первую очередь персонал, задолженный на бурении и взрывных работах, так как массовые взрывы будут обусловлены точно установленными сроками, за срыв которых коллектив несет ответственность.

Что касается размеров блоков, то они должны устанавливаться с учетом всех особенностей данного рудника, и в том числе с учетом физических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород. Совершенно очевидно, что при блоках малых размеров, обеспечивающих нормальную работу экскаватора на 3—5 дней, взрывы должны производиться от 5 до 8 раз в месяц, что потребует частых перерывов в работе, не только из-за первичных, но и из-за вторичных взрывных работ, так как между блоками почти всегда остаются целкии невзорванного массива; следовательно, чем больше будет блоков, тем больше будет этих целиков. С другой стороны, чрезмерно большие блоки, например рассчитанные на 20—30 дней работы экскаватора, могут привести к тому, что часть взорванной руды или породы в летнее время может слежаться, а зимой — смерзнуться, а поэтому перед погрузкой потребуются вторично производить взрывание, но уже в более сложных и трудных условиях.

В подобных случаях для определения оптимальных размеров блоков необходимо знать допустимый промежуток времени, в течение которого руда или порода летом не слеживается, а зимой — не смерзается. Если же эти факторы для данных условий особого значения не имеют, например при работе в сухих, однородных скальных породах, то наиболее приемлемым следует считать блок взорванного массива, обеспечивающий непрерывную работу экскаватора в течение двух недель. Это, с одной стороны, создает надежные условия для длительной непрерывной работы механизмов, а с другой, — не вызывает излишнего омертвления оборотных средств как на взрывчатых веществах, так и на буровых работах.

Таким образом, если оптимальный срок уборки принят или установлен опытным путем с учетом физических свойств руды или породы и равен, например, a дням, то число скважин во взрываемом блоке должно быть равно:

$$n = \frac{Q(ab - c)}{ql},$$

где Q — сменная производительность экскаватора, м^3 или m ;

b — число рабочих смен в сутки;

c — число ремонтных и выходных смен за время выемки блока;

q — выход горной массы на 1 пог. м скважины м^3 или в m ;

l — средняя глубина скважины с перерубом m .

Зная высоту уступа, способ расположения скважин и расстояния между ними, по числу скважин в серии легко определить и длину взрываемого блока.

Если сменная производительность бурового станка равна l_0 , то количество станко-смен, необходимое для обурирования блока установленных размеров, будет равно:

$$m = \frac{nl}{l_0},$$

а количество станков, которое необходимо для работы:

$$N = \frac{m}{ab - c} = \frac{nl}{l_0(ab - c)}.$$

В качестве примера на фиг. 262 приведен комплексный общекарьерный график, рассчитанный для следующих условий:

На вскрыше задолжен один экскаватор с ковшем емкостью 3,0 м^3 ; сменная производительность его принята равной 1400 м^3 . Сменная производительность ударно-канатного станка на вскрыше $l_0 = 17$ пог. м, выход породы на 1 пог. м. скважины $q = 41 \text{ м}^3$; средняя глубина скважин с учетом перебура $l = 11 \text{ м}$; срок выемки блока $a = 14$ дней, число рабочих смен в сутки $b = 3$, число ремонтных и выходных смен за время выемки блока $c = 7$. На основании этих данных находим, что число скважин во взрываемом блоке должно быть:

$$n = \frac{Q(ab - c)}{ql} = \frac{1400(14 \cdot 3 - 7)}{41 \cdot 11} = 109 \text{ шт.}$$

Количество станко-смен, необходимых для обурирования блока:

$$m = \frac{nl}{l_0} = \frac{109 \cdot 11}{17} = 70 \text{ станко-смен.}$$

Количество станков, которые должны работать одновременно, для подготовки блока к установленному сроку:

$$N = \frac{nI}{l_0(ab-c)} = \frac{109 \cdot 11}{17(14 \cdot 3 - 7)} = 2 \text{ станка.}$$

На графике показана работа станков № 1 и 2, задолженных на вскрыше. Обуривание каждого блока завершается в 35 смен и всякий раз заканчивается в субботу, во вторую смену, после чего станки отводятся в безопасное место. В этот же день с первой смены начинается подготовка скважин к взрыву, а зарядание и взрывание производится в воскресенье. Аналогично рассчитаны и буровзрывные работы на добыче, где блоки из 45 скважин взрываются также через две недели, чередуясь со взрывами на вскрыше.

Таким образом, операции отбойки и экскавации в отношении их производительности и сроков выемки блоков как на вскрыше, так и на добыче полностью согласованы. Работа экскаваторов также должна быть точно согласована с работой рудничного транспорта. Для этого необходимо определить грузооборот рудника отдельно по вскрышным и по добычным работам и рассчитать количество подвижного состава, необходимого для обеспечения заданной производительности экскаваторов.

Грузооборот рудника по транспорту пустых пород в отвалах в общем виде будет равен:

$$P = \frac{Q}{V} \text{ пар поездов,}$$

где Q — сменная производительность вскрышных экскаваторов, $м^3$,
 V — емкость поезда, $м^3$.

Полное время оборота одного поезда:

$$t = t_0 + \left(\frac{60}{v_1} + \frac{60}{v_2} \right) L + t_p + t_m$$

где t_0 — время погрузки одного поезда вскрышным экскаватором;

v_1 — скорость движения груженого поезда, $км/час$;

v_2 — скорость движения порожнего поезда, $км/час$;

L — среднее расстояние от забоя вскрышного экскаватора до отвала, $км$;

t_p — время разгрузки поезда на отвале, $мин$.

t_m — время на маневры и согласование движения, $мин$.

Возможное число оборотов одного поезда за смену будет:

$$e = \frac{60T}{t},$$

где T — продолжительность смены в часах.

Сменная производительность поезда:

$$Q_A = eV \text{ } м^3.$$

Количество локомотивов с составами по $V \text{ } м^3$ каждый, необходимых для обслуживания вскрышных экскаваторов, будет равно:

$$N_A = \frac{P}{e}$$

В данном примере грузооборот рудника по транспорту пустых пород в отвалы при емкости поезда $V = 75 \text{ м}^3$, составляет:

$$p = \frac{Q}{V} = \frac{1400}{75} = 19 \text{ пар поездов.}$$

Принимая $t_0 = 16 \text{ мин.}$; $v_1 = 12 \text{ км/час}$; $v_2 = 15 \text{ км/час}$; $L = 4 \text{ км}$; $t_p = 10 \text{ мин.}$ и $t_m = 8 \text{ мин.}$, находим полное время оборота поезда:

$$t = 16 + \left(\frac{60}{12} + \frac{60}{15} \right) 4 + 10 + 8 = 70 \text{ мин.}$$

Возможное число оборотов поезда за 8-часовую смену:

$$c = \frac{60 \cdot 8}{70} = 6,9 \approx 7 \text{ оборотов.}$$

Возможная сменная производительность поезда при этом будет:

$$Q_n = 7 \cdot 75 = 525 \text{ м}^3.$$

Количество локомотивов с составами по 75 м^3 , необходимых для обслуживания вскрышного экскаватора,

$$N_n = \frac{p}{c} = \frac{19}{7} = 2,7 \text{ (принимается 3 поезда).}$$

На графике (фиг. 262) показана работа трех электровозов, задолженных на вскрыше (№№ 1, 2 и 3), со сменным заданием по 467 м^3 на каждый, что соответствует заданной сменной производительности вскрышного экскаватора, по расчету же они могут перевозить по 525 м^3 каждый. Это значит, что транспорт может обеспечить не только выполнение, но и перевыполнение заданной производительности экскаватора по меньшей мере до:

$$\frac{525 \cdot 3}{1400} 100 = 112,5\%.$$

Если учесть, что в принятых расчетных элементах движения поездов имеется некоторый факультатив (запас во времени 5—15%), то перевыполнение плана может быть еще более значительным.

По такому же принципу ведется отдельно расчет грузооборота и количества подвижного состава для добычных работ и устанавливается длительность непрерывной работы локомотивов и время пребывания их в капитальном и среднем ремонте. На прилагаемом графике, например, показано, что на 5 действующих электровозов имеется один резервный, подменяющий основные во время ухода их в ремонт.

После того как работа экскаваторов полностью увязана с работами по отбойке и транспорту — на график накладываются отвальные путевые работы, причем естественно, что передвижка забойных путей строго согласовывается со сроками взрыва блоков на вскрыше и на добыче, а передвижка отвальных путей чередуется в соответствии с приемной способностью отвалов.

Таким образом, на предлагаемом плановом общекарьерном графике отражены все основные и важнейшие вспомогательные операции горных работ. Выполнение графика должно контролиро-

ваться ежедневно. Поэтому в нижней части графика (фиг. 262) нанесена контрольная сетка для кривых фактического выполнения графика по добыче и по вскрыше.

Для того чтобы график не затемнять излишними данными фактического выполнения, например по каждому буровому станку, и вместе с тем иметь наглядное и вполне отчетливое представление о ходе выполнения плана, — на контрольную сетку вполне достаточно наносить данные о выполнении графика по экскавации и по бурению, отдельно на добычных и на вскрышных работах, как показано на фиг. 262. Кривые «экскавации» будут показывать, что план на вскрыше и на добыче выполняется или перевыполняется не только экскаваторами, но и транспортом, так как не может быть такого положения, чтобы экскаваторная бригада плана не выполнила, а транспортная — выполнила, или наоборот, ибо эти бригады и их механизмы имеют один общий план и один без другого работать не могут.

Буровые станки, наоборот, работают независимо от экскаваторов, и здесь важно знать, соответствует ли скорость подготовки последующего блока, пока производится выемка предыдущего. Это положение полностью отражают кривые фактического выполнения операции бурения. Так, например, при проверке исполнения графика за первую неделю месяца видно, что добычной экскаватор работал с перевыполнением плана от 106 до 120%, а бурение не только не отставало, а даже опережало экскавацию и тем самым создавало благоприятные условия для еще большего перевыполнения плана добычи в будущем. На вскрыше же, наоборот, экскаватор работал с некоторым перевыполнением плана, а буровые станки плана не выполняли и создали угрозу срыва установленного ритма работы всех остальных механизмов и угрозу невыполнению плана. При таком течении производственного процесса вскрыша будет отставать от добычи, а по этой причине и добыча в конце концов будет снижаться. Следовательно, для того чтобы удерживать установленный режим работы, необходимо принять меры к тому, чтобы во вторую неделю месяца график по буровым работам был перевыполнен. Другими словами, — отставание буровых работ от экскавации при любых условиях будет приводить к срыву намеченной графиком ритмичности работы карьера, а следовательно, и невыполнению государственного плана. Ведение исполнительного графика и контроль выполнения его не только в целом, но по каждой операции, помогает своевременно обнаружить образующиеся разрывы в производительности этих операций и немедленно принять меры к их устранению.

Наконец, следует отметить, что при работе многоковшевых экскаваторов, где отбойка как самостоятельная операция отсутствует, общекарьерный график будет иметь более простой вид, так как в нем нет необходимости отражать бурение и взрывные работы.

ЛИТЕРАТУРА

К главе I

В. Н. Бакуль и М. М. Кравцов, Съемные буровые коронки (стальные и с твердыми сплавами). Гостоптехиздат, 1940.

В. К. Бучнев, Бурильщик. Металлургиздат, 1942.

В. К. Бучнев, Бурение шнуров. Свердловск, 1934.

А. М. Терпигорев, П. Н. Демидов и др., Горные машины для выемки пластовых полезных ископаемых. Гостоптехиздат, 1940.

Проф. Н. И. Трушков, Бурение при разработке рудных месторождений. ОНТИ, 1937.

К главе II

В. К. Бучнев, Долотья ударно-канатного бурения и их заправка. Metallurgizdat, 1942.

Н. И. Куличкин, Ударное бурение на канате. ОНТИ, 1933.

Инж. Н. В. Мельников, Ударно-канатное бурение при открытых работах. Уралгиз, 1933.

А. М. Терпигорев, П. Н. Демидов, М. М. Протодьяконов, Е. Ф. Шишко, Н. В. Мельников, И. П. Федотов — Горные машины для выемки пластовых полезных ископаемых. Гостоптехиздат, 1940.

К главе III

И. Р. Ворошилин, Техника разработки тонких пластов угля открытым способом в США. Уголь, июль 1940, № 7.

R. Dawson Hall, Sherwood mines again pioneer — this time in deglating and drilling. «Coal Age», 1933, I № 1.

Hugh Leach, Digging Mesabi Range iron ore. «Excavating Engineer», 1940, X, № 10.

Operating practices at Indiana strip mines. «Coal Age», 1938, XII, № 12.

Sidewall drills «Coal Age», 1939, № 1.

Stripping methods Southern Illinois field. «Coal Age», 1940, X, № 10.

Vertical augers improve shooting of certain overburdens at two Sinclair strip mines «Coal Age», 1938, VI, № 6.

К главе IV

Горн. инж. В. Н. Бакуль, Твердый сплав «Победит» для буровых резцов электросверл. Техника горняка № 5, 1935.

Проф. Н. А. Бартельс, Металлография и термическая обработка металлов. ОНТИ НКТП, 1935.

А. В. Бричкин, Применение буров с отделяемыми коронками. Горный журнал № 8, 1931.

Д. К. Булленс, Сталь и ее термическая обработка (перевод с английского инженера-металлурга Ф. Е. Еднерала), 1933.

В. К. Бучнев, Буры со съёмными головками при пневматическом ударном бурении. Горный журнал № 9, 1934.

Н. Вагенгейм, Термическая обработка долотьев, применяемых в нефтяной промышленности. Нефтеиздат, 1930.

- Г. Е. Варшавский, Твердые сплавы. ОНТИ, Азнефтеиздат, 1933.
- Б. И. Воеводженский, Бурение шпуров твердыми сплавами. Разведка недр № 18, 1935.
- П. И. Городецкий, Буровая сталь и заправка буров для горных работ. Цветметиздат, 1932.
- Н. В. Дерягин, Современная техника долотоваправочного дела. Журн. Советская золотопромышленность № 4, 1936.
- Н. В. Дубровин, Заправка и закалка буров. ОНТИ, Свердл., 1935.
- Инструкция по применению твердых сплавов для ударного пневматического (перфораторного) бурения (составлена Бакулем и Кравцовым).
- Л. В. Мухин, Механическая заправка буров в горнорудной промышленности. Харьков, 1931.
- А. В. Смирнов, А. А. Бабошин, Н. И. Масалов, Закалка и цементация в жидких средах. ГНТИ, 1933.
- Горн. инж. А. Ф. Суханов, Пути рационализации бурения шпуров, ч. I. Востокуголь, Новосибирск, 1931.
- Доц. А. Ф. Суханов, Метод определения наивыгоднейших величин при отбойке пород и полевных ископаемых. ГНТИ Украины, 1936.
- Проф. Трушков Н. И., Разработка рудных месторождений, ч. 1 — Бурение. Гостехиздат, 1924.
- Г. Френч, Исследование закалки стали. Перевод с англ. под редакцией Б. Н. Зиминой, ОНТИ, 1933.
- Е. В. Хаустов, Закалка буров при горных и разведочных работах. Геораствориздат, 1933.
- Горн. инж. В. А. Цибульский, Породные работы при проходке шахт, приствольных выработок, квершлагов и туннелей, ч. 1. ГНТИ, Новосибирск, 1932.
- Г. Джонг, Elements of Mining, 1923. New York and London.

К главе V

- Проф. В. В. Арнольд, Машины в строительном деле, том II — Экскаваторы, изд. 2-е. Госстройиздат, 1933.
- Инж. А. Н. Зеленин, Конструкция, эксплуатация и ремонт одноковшевых экскаваторов. ОНТИ, НКТП СССР, 1936.
- Инж. В. А. Либин, Одноковшевые экскаваторы. ОГИЗ, Ленинград, 1934.
- Проф. С. А. Пресс, Электрическое оборудование одноковшевых экскаваторов. Ленинград, КУБУЧ, 1933.
- Проф. Ф. Н. Шклярский, Электрификация экскаваторов, ч. 1 — Одноковшевые экскаваторы (электрические лопаты). ОНТИ, Гориздат, 1933.
- W. Barnes, Excavating machinery as represented by power shovels, draglines and grabbing cranes. London, 1929.
- Bucyrus Erie, Care, maintenance and operations of Bucyrus Erie machines. Issued 1940, Nov. 4.
- H. T. Gracely and M. J. Woodhull, Recent developments of electric power shovels. «Mining and Metallurgy», 1938, VIII, № 8.
- Handbook of instructions on the care and maintenance of Marion revolving shovels, draglines and cranes. 1932, Marion, Ohio, U. S. A.
- L. C. Mosley, Modernizing the strip pits. «The Mining Congress Journal», 1937, VII, № 7.

К главе VI

- Инж. П. И. Городецкий, Экскаваторы. ГНТИ, 1931.
- А. П. Зотов, Разработка полезных ископаемых открытыми работами, ч. II. 1932.
- Горн. инж. А. П. Зотов, Горные выработки и горные работы, ч. II — Открытые работы. изд. 2-е, 1932.
- Горн. инж. Е. Ф. Шешко, Буроугольные карьеры. Горгеонефтиздат, 1934.
- Allen Boyer McDaniel S. Excavation machinery methods and cost. New York, 1919.

К главе VII

- Гипрооргстрой, Канатно-скреперные установки. ОНТИ НКТП, 1934.
 Инж. М. Н. Державин, Скреперные установки. ГНТИ, 1933.
 Горн. инж. И. Х. Зеленин, Использование скрепера для механизации вскрышных работ. ОНТИ, 1933.
 А. А. Щукин, В. Ф. Субботин, Б. А. Коптев, Справочник по скреперным работам. ОНТИ НКТП, 1935.

К главе VIII

- Проф. В. А. Добровольский, Многочерпаковые экскаваторы, их конструкция, проектирование и расчет. ДНТВУ, 1934, Харьков — Киев.
 Е. Ф. Шешко, Экскаваторные горные работы. ОНТИ. НКТП, 1932.

К главе IX

- Проф. Е. А. Гибшман, Соединения путей. Изд. 3, Трансжелдориздат, Москва, 1934.
 В. Ф. Егорченко, Тяговые расчеты и испытания. Трансжелдориздат М., 1934.
 Железнодорожный путь, Справочник под редакцией проф. В. П. Крачковского. Трансжелдориздат, Москва, 1934.
 Справочник эксплуатационника. Пособие для работников станций и районов железных дорог. Составлен коллективом сотрудников Научно-исслед. ин-та экспл. железных дорог. Трансжелдориздат, Москва, 1933.
 Проф. В. А. Тимофеев, Локомотивная откатка на открытых разрабатках. ОНТИ НКТП, М. — Л, 1935.
 Ю. В. Энгельгардт, Железные дороги, т. 1. ГИЗ, 1924.
 L. C. Moore, Open-pit transport on the Mesabi Range. V. «Eng. and Mining Journal», 1939, III, № 3.

К главе X

- Автотракторный справочник, т. IV — Тракторы. Отв. ред. проф. М. К. Кристи. ОНТИ НКТП СССР, М — Л, 1938.
 Горн. инж. И. Р. Ворошилин, Безрельсовый транспорт в горном деле. Изд. Ури Гор ВНИТО, Свердловск, 1940.
 Проф. А. А. Гармаш, Организация и механизация транспорта на строительных работах. ОНТИ, Госстройиздат, 1934.
 Проф. Г. Д. Дубелир, доц. Б. Г. Корнеев, доц. М. Н. Кудрявцев, Основы проектирования автомобильных дорог. Изд. Наркомхоза РСФСР, Л. — М, 1939.
 Инж. С. Д. Келлер, Конструкции, расчет и испытания автоприцепов. Гизместпром. РСФСР, М. — Л, 1939.
 Проф. Е. Д. Львов, Теория трактора. Машииз, 1938.
 Anthracite mines make modest technical gains. «Coal Age», 1939, II, № 2.
 Electric trains cut cost of hauling coal from pit at Enos strip mine. «Coal Age», 1938, IV, № 4.
 Ivan A. Given, Little John stripping made possible by improvements design. «Coal Age», 1937, V, № 5.
 Ivan A. Given, 80-ton semi-trailer passes tests with butane fuel at Sinclair strip mines. «Coal Age», 1939, VIII, № 8.
 Ivan A. Given, Streamline mine uses 26-yd stripper and 7-yd loader to recover 6-ft coal seam. «Coal Age», 1937, IX, № 9.
 Ivan A. Given, Rubber-tired haulage latest mechanization development at Ingle Coal's Wick mine. «Coal Age», 1938, X № 10.
 Load-handling machines. Clayton, C. E. Every. «Mine and Quarry Engineering», 1939, I, № 1.
 Mining methods and mechanical loading in Northern West Virginia. «Coal Age», 1939, XII, № 12.
 L. C. Moore, Open-pit transport on the Mesabi Range. Статьи, помещенные в журнале «Engineering and Mining Journal»: I — 1938, X, № 10; II — 1938, XI, № 11; III — 1938, XII, № 12; IV — 1939, I, № 1; V — 1939, III, № 3; VI — 1939, VII, № 7; VII — 1940, I, № 1.

New ore transport methods in St. Paul open pit. «Eng. and Mining journal», 1937, XII, № 12.

Bror Nordberg, Speeding up stripping. «Rock Products», 1939, V, № 5.

W. F. Shwedes, A new method of mining Mesabi Range open pit iron ore. «Mining Congress Journal», 1938, XII, № 12.

Stripping coal at Bobolink. «Excavating Eng.», 1937, IV, № 4.

Toenges A. L., Jones F. A., Haulage methods at strip mines. «Colliery Guardian», 1939, IV, № 4085.

Trackless mining and handling of men discussed by Indiana Institute. «Coal Age», 1939, VII, № 7.

Utterback G. H., Stripping efficiency raised by measuring effective work by timestudy methods. «Coal Age», 1938, V, № 5.

R. W. Whitney, Grover J. Holt. Truck haulage on the Mesabi and Cuyuna Ranges. «Eng and Min Journ», 1939, I, № 1.

G. J. Young, Motor-truck transportation proved mobile and efficient at open-pit mine in Arizona. «Eng. and. Min. Journ.», 1929, IX, Vol. 128, № 13.

12-yd electric dragline strips $2\frac{1}{2}$ to 3 ft. seam at Old Glory under 40 to 58 $\frac{1}{2}$ ft. of cover. «Coal Age», 1938, I, № 1.

Главе XI

Dewey quarry adopts truck hauling. «Pit and Quarry», 1939, VII, № 1.

New cement plant ready by december. «Pit and Quarry», 1939, XI, № 5.

New ore transport methods serve in St. Paul open pit. «Eng. and Min. Journ.», 1937, XII, № 12.

New stock-piling sistem at Valmeier keeps plant indepedent of mine. «Pit and Quarry», 1939, VIII, № 2.

Bror Nordberg, Crusher mounted on rails to solvage boulders. «Rock Products», 1940, IV, № 4.

Frank H. Probert, Some trends in mining practice. «Eng. and Min. Journ.», 1939, II, № 2.

Charles H. Remer, Judd pit on Western Mesabi exhibits current trends. «Eng. and. Min. Journ.», 1938, III, № 3.

G. E. Savory, Tin mining on the Congo. «Excavating Engineer», 1938, II, № 2.

W. E. Trauffer, A flexible California gravel plant. «Pit and Quarry», 1938, IV, Vol. 30, № 10.

U. S. advances one million dollars to finance building 9,6 - mile conveyer. «Pit and Quarry», 1939, XII, № 6.

Главе XII

П. Э. Зурков, Открытые разработки. Metallurgizdat, 1941.

Горн. инж. Е. Ф. Шешко, Буругольные карьеры. ГГНТИ, 1933.

Н. Е. Ярема, Транспорт на открытых горных разработках. 1934.

Главе XIII

Ф. П. Бабенко и Ф. П. Опарин, Опыт работы путепередвижной машины системы Нордберг на Магнитогорском руднике. Сборник статей «Стахановский опыт Магнитогорского рудника», ГОНТИ, 1939.

Горн. инж. Н. В. Мельников, Передвижка рельсовых путей многоковшевых экскаваторов. Горн. журнал № 9, 1935.

Главе XIV

Скрепер «СП» емкостью 5 м³ с гидравлическим управлением. Наставление по уходу и эксплуатации. Изд. Гущосдора, М, 1939.

И. М. Эвентов и М. И. Эстрин, Дорожные машины, вып. VI. Дориздат Гущосдора НКВД СССР, М., 1940.

Bituminous stripping adopts new methods in active year. «Coal Age», 1937, II, № 2.

" Coal stripping with a 2-wheel scraper. «Excavating Engineer», 1938, XI, № 11. "

John B. Hutt l, Working a gossan gold ore with modern earth-moving equipment. «Eng. and. Min. Journ.». 1940, XI, № 11.

K. F. Park, Trends in excavation and stripping «Rock Products», 1938, II, № 2.

K. F. Park and H. L. Stille y, Operating with tractor-scraper units. «Pit and Quarry», 1937, XI, № 5, Vol. 30.

Scrapers replace graders for clay stripping. «Excavating Engineer», 1938, IV, № 4.

Scraper stripping to 50 ft. with two-bench loading and cleaning practiced at Zanesville truck mine. «Coal Age», 1939, X, № 10.

Strip cost halved at Blue Bell «Cash and Carry» mine serving northern Ohio territory. «Coal Age», 1939, IV, № 4, Vol. 44.

Stripping facilitated by large tractor-powered scrapers at Mid-Western operations. «Coal Age», 1937, VII, № 7, Vol. 42.

Stripping methods Southern Illinois field. «Coal Age», 1940, X, № 10, Vol. 45
2½ cents a yard. «Excavating Engineer», 1938, V, № 5.

К главе XV

Труды конференции по цикличности на открытых рудниках Урала. Урал-ГорВНИТО и УДТ, Свердловск, 1939.

ШКАЛА ОТНОСИТЕЛЬНОЙ КРЕПОСТИ ПОРОД
ПРОФ. М. М. ПРОТОДЬЯКОНОВА

Категор.	Степень крепости	П о р о д ы	Коэффициент крепости f
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитные породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, менее крепкие, нежели указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	Крепкие породы	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит. Кольчеданы	8
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	Довольно крепкие породы	Песчаные сланцы. Сланцеватые песчаники	5
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	Средние породы	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька и хрящ, каменный грунт	2
VIa	Довольно мягкие породы	Щебнистый грунт. Разрушенный сланец, сложающаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий навоз, глинистый грунт	1,0
VIIa	Мягкие породы	Легкая песчаная глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осипы, мелкий гравий, насыпанная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс и др. разжиженные грунты	0,3

**КЛАССИФИКАЦИЯ ГРУНТОВ ПО КРЕПОСТИ, ПРИНЯТАЯ В ЕДИННЫХ
НОРМАХ ВЫРАБОТКИ И РАСЧЕТКИ НА СТРОИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ
(1939 г.)**

Категория грунта	№ грунта	Наименование грунтов	Временное сопротивле- ние раздав- ливанию, кг/см ²	Время чис- того буре- ния 1 пог. м легким пер- форатором, мин	Способ раз- работки и инструмент
V	1 2 3 4 5 6 7 8	Морены с валунами весом до 50 кг при наличии их свы- ше 10% по объему Бурый уголь Мягкий каменный уголь . . Трепел и мягкие меловые породы Конгломерат, слабо сцемен- тированный Сланцы разные, некрепкие . Гипс Мерзлые грунты III категории	менее 200	менее 3,5	Разраба- тываются частично вручную, ударными инстру- ментами, частично примене- нием взрыв- ных работ
VI	1 2 3 4 5 6	Тuff и пемза Известняк мягкий, пористый, сильно трещиноватый и ра- кушечник Плотный мел Антрацит Сланцы средней крепости . . Мергель средней крепости .	200—400	3,5	Разраба- тывают- ся отбой- ными мо- лотками и взрыв- ным спо- собом
VII	1 2 3 4	Конгломераты с галькой из осадочных пород на извест- няковом цементе Песчаник глинистый вывет- релый, сильно трещинова- тый Сланец глинистый, крепкий . Мергель крепкий	400—600	6	Разраба- тываются взрыв- ным спо- собом
VIII		Мерзлые грунты IV катего- рии			Тяжелая, мо- рая глина, галька, про- питанная водой
IX	1 2 3 4 5	Гранит дресвяный Известняк мергелистый . . . Песчаник глинистый Сланцы слюдяные и песчаные Ангидрит	600—800	8,5	Разраба- тываются взрывным способом

ПРИЛОЖЕНИЕ II (продолжение)

Категория грунта	№ грунта	Наименование грунтов	Временное сопротивле- ние раздав- ливанию, кг/см ²	Время чис- того буре- ния 1 поз. м легким пер- форатором, мин.	Способ раз- работки и инструмент
X	1	Гранит, гнейс и спениит, мягкие и сильно выветрелые .	800—1000	41,5	Разрабатываются верным способом
	2	Змеевик оталькованный . . .			
	3	Известняк плотный			
	4	Конгломерат с галькой из осадочных пород на кремнистом цементе			
	5	Песчаники			
	6	Сидерит			
	7	Сланцы песчано-известковые			
	8	Магнезит			
XI	1	Доломиты	1000—1200	15,0	
	2	Известняки крепкие			
	3	Мрамор			
	4	Песчаник плотный на цементе из известняка			
	5	Сланец песчаный, крепкий .			
XII	1	Гранит крупнозернистый . .	1200—1400	18,5	
	2	Доломит весьма крепкий . .			
	3	Змеевик			
	4	Конгломерат, с галькой из изверженных пород на цементе из известняка			
	5	Песчаник крепкий на кварцевом цементе			
	6	Спениит крупнозернистый . .			
XIII	1	Андезит и базальт со следами выветривания	1400—1600	22,0	
	2	Гнейс			
	3	Известняк весьма крепкий .			
	4	Конгломерат с галькой из изверженных пород на кремнистом цементе			
	5	Трахит			

ПРИЛОЖЕНИЕ II (продолжение)

Категория грунта	№ грунта	Наименование грунтов	Временное сопротивле- ние раздав- ливанию, кг/см ²	Время чист- того бурения 1 поз. м легким пер- форатором, мин.	Способ раз- работки и инструмент
XIV	1	Гранит среднезернистый . .	1600—1800	27,5	Разрабатываются взрывным способом
	2	Гнейс крепкий			
	3	Диабаз			
	4	Порфирит			
	5	Трахит крепкий			
	6	Сиенит среднезернистый . .			
XV	1	Гранит мелкозернистый, весь- ма крепкий	1800—2000	32,5	
	2	Гранито-гнейс			
	3	Диорит			
	4	Известняк высшей крепости			
	5	Порфирит крепкий			
XVI	1	Андезит, базальт, роговик, крепкие	2000—2500	46,0	
	2	Диабаз, диорит высшей кре- пости			
	3	Габбро и кварцит, крепкие .			
XVII	1	Базальт лабрадорский и оливиновый	свыше 2500	свыше 60	
	2	Габбро-диабаз, кварцит и порфирит, исключительно крепкие			

ПРИЛОЖЕНИЕ III

ШКАЛА КРЕПОСТИ ПОРОД ГЛАВШАХТСТРОЯ

Категория крепости и способ добычи	Название пород и их характеристика	Временное сопротивление сжатию, кг/см ²	Относительная крепость по шкале Протодьяконова
Внекатегорная	Очень крепкие кварцитовые песчаники	2000	20
Взрывным способом	Кремнистые песчаники	1500	15
	Исключительные по крепости песчаники и известняки	1500	15
I категория	Плотные кварцитовые песчаники	1000	10
Взрывным способом	Мелкозернистые монолитные песчаники и известняки (без признаков кливажа)	800—1000	8—10
II категория	Плотные песчаники и известняки с выраженными плоскостями спайности	600—800	8
Взрывным способом	Колчеданы		
	Крепкий мрамор и доломит		
III категория	Крепкие песчано-глинистые сланцы	400—600	6
Взрывным способом	Сланцеватые и глинистые песчаники	500	5
	Крепкие глинистые сланцы	400	4
	Песчанистый сланец («кучерявички»)	500	5
	Крепкий глинистый сланец с включением колчедана (почек)	400	4
	Мягкие песчаники и известняки	400	4
	Доломит		

ПРИЛОЖЕНИЕ III (продолжение)

Категория крепости и способ добычи	Название пород и их характе- ристика	Временное сопротивле- ние сжа- тию, кг/см ²	Относитель- ная кре- пость по шкале Про- тодяко- нова
IV категория Взрывным способом, от- бойными мо- лотками	Глинистые и углистые сланцы средней крепости	300	3
	Слабые песчанистые сланцы	200	2
	Антрацит	200	2
	Крепкий каменный уголь	150	1,5
V категория Взрывным способом, от- бойными мо- лотками	Трещиноватые разрыхленные из- вестняки, глина с примесью ва- лунов и железной руды	200	2
	Слабые глинистые и углистые сланцы		
	Каменный уголь средней кре- пости	100	1
VI категория Отбойными молотками	Тяжелая ломовая и жирная глина	100	1
	Отвердевшая глина	150	1,5
	Мягкий каменный уголь	100	1
	Бурый уголь		
VII категория Кайлой и лопатай	Крепкие наносы		
	Легкая глина	80	0,8
	Растительная земля	60	0,6
	Торф	60	0,6
	Легкий суглинок	50	0,5
	Слежавшиеся породы (земля, гра- вий, песок, щебень)	150	

ПРИЛОЖЕНИЕ IV
КАТЕГОРИИ ПОРОД ПО СКОРОСТИ БУРЕНИЯ
(Шкала Главруды НКЧМ)

Категория по скорости бурения	Скорость чистого бурения, мм/мин	Категория по скорости бурения	Скорость чистого бурения, мм/мин
I	до 7	XI	60—75
II	7—10	XII	75—100
III	10—12	XIII	100—125
IV	12—15	XIV	125—160
V	15—19	XV	160—200
VI	19—25	XVI	200—250
VII	25—32	XVII	250—300
VIII	32—40	XVIII	300—350
IX	40—50	XIX	350—450
X	50—60	XX	свыше 450

ПРИЛОЖЕНИЕ V
КАТЕГОРИИ ПОРОД ПО СКОРОСТИ БУРЕНИЯ
(Шкала Главмеди НКЦМ)

Категории	Скорость чистого бурения, мм/мин	Категории	Скорость чистого бурения, мм/мин
I	Больше 200	VI	54—67
II	143—200	VII	43—53
III	111—143	VIII	32—42
IV	84—111	IX	24—32
V	68—83	X	меньше 24

ПРИЛОЖЕНИЕ VI
СООТНОШЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТОВ КРЕПОСТИ (γ) ПО ШКАЛЕ
проф. М. М. ПРОТОДЬЯКОНОВА СО СКОРОСТЯМИ БУРЕНИЯ

Коэффициент крепости (γ) по классификации Протодьяконова	18	15	12	10	8	6
Скорость чистого бурения, мм/мин	19—25	30—40	50—60	61—70	71—100	101—125

ПРИЛОЖЕНИЕ VII

РАСХОД УГЛЯ, ВОДЫ, СМАЗОЧНЫХ И ОБТИРОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОДНОКОВШЕВЫХ ПАРОВЫХ ЭКСКАВАТОРАХ

1. Расход угля среднего качества за 8-часовую смену

Емкость ковша экскаватора, м³	Расход угля, т				
	по Массею	по Дубе-лиру	по Заор-скому	по Лук-ницко-му	по Арнольду
0,75—1,50	1,10	0,8—1,2	0,7	0,8	0,5—0,8
1,25—2,00	1,80	1,5—2,0	1,4	1,4	1,1—1,4
2,00—2,50	2,25	2,0—2,5	1,4	2,0	1,65—1,85
3,00—4,00	3,2—4,1	3,0—3,5	1,6	2,8	1,95—2,25

2. Удельный расход угля, кг/м³ горной массы

П о р о д ы	Расход, кг/м³
Легкие грунты (растительная земля, песок и пр.)	2,00
Грунты средней плотности (глины, суглинки с валунами)	3,00
Скальные взорванные породы	5,00

3. Расход смазочных материалов и воды на 1 т сжигаемого угля

Наименование материалов	Единица измерения	Количество
Мазут	кг/т	4—7
Тавот (густая смазка в маслеках)	»	0,5—1,5
Керосин для промывки	»	0,5—1,0
Концы и ветошь	»	0,5—1
Вода	м³/т	7,5—8,0

ПРИЛОЖЕНИЕ VIII

СРЕДНИЙ РАСХОД ГОРЮЧЕГО (кг) В ДВИГАТЕЛЯХ ВНУТРЕННЕГО СГОРАНИЯ на 1 л. с. ч.

Горючее	Нагрузка	Мощность двигателей, л. с.			
		4—8	10—16	20—40	50—100
Бензин 10 500 кал/кг	Нормальная	0,32	0,30	0,29	0,29
	3/4	0,36	0,34	0,33	0,33
	1/2	0,45	0,42	0,40	0,40
	Холостой ход	0,12	0,10	0,10	0,19
Керосин 10 000 кал/кг	Нормальная	0,41	0,36	0,36	0,36
	3/4	0,46	0,41	0,41	0,41
	1/2	0,57	0,50	0,50	0,50
	Холостой ход	0,17	0,15	0,15	0,14
Нефть 10 000 кал/кг для дизелей	Нормальная	8—10	12—20	40—60	70 и более
		0,23	0,21	0,19	0,185
		0,24	0,22	0,20	0,195
		0,28	0,26	0,23	0,225
		0,38	0,35	0,31	0,300
		1/4			

ПРИЛОЖЕНИЕ IX

**КОЛИЧЕСТВО МАТЕРИАЛОВ, НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ УКЛАДКИ
1 км ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ПУТИ**

1. Рельсы (с добавлением 0,5% на рубку и утрату)

Тип рельсов	Ia	IIa	IIIa	IVa
Вес 1 пог. м., в кг . . .	43,56	38,41	33,48	30,89
Вес на 1 км пути, т . . .	37,47	77,13	67,22	62,02

2. Шпалы

Длина рельсов, м	10,67					12,50				15,00			
Число шпал на 1 звено	14	15	16	17	19	17	18	19	23	21	22	23	27
Число шпал на 1 км пути . .	1313	1407	1501	1595	1782	1360	1440	1520	1840	1400	1467	1534	1800

3. Полный вес всех креплений на 1 км пути, т

с учетом потерь для накладок 1,5%, подкладок 1,5%, болтов 3% и костылей 6% от общего количества

Длина рельсов, м	Число шпал на звено	Т и п ы р е л ь с о в				
		Ia	IIa	IIIa	IVa	IVa
		Сплошь на подкладках				Подкладки только на стыках, мостах и кривых кру- че 1000 м
10,67	15	21,37	20,39	18,33	14,40	7,98
	16	22,30	21,25	19,13	15,06	8,14
12,50	18	20,12	19,13	17,29	13,64	7,06
	19	20,88	19,85	17,92	14,20	7,22
15,00	21	19,27	18,29	16,54	—	—
	22	19,96	18,95	17,14	—	—

**4. Количество балласта на 1 км пути, м³
(при ширине полотна по верху 3,40 м)**

Толщина балластного слоя под подошвой рельса, м	0,70	0,60	0,55	0,50	0,45	0,40	0,35	0,30
Колич. балласта на 1 км пути, м ³ . . .	2880	2350	2095	1850	1615	1390	1170	960
То же с добавл. 10% на утерю и осадку и 5% на эксплуатац. запас, м ³ (округленно)	3300	2700	2400	2150	1850	1600	1350	1100

ПРИЛОЖЕНИЕ X

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ТАБЛИЦА АНГЛО-АМЕРИКАНСКИХ И МЕТРИЧЕСКИХ МЕР

Англо-американские меры	Метрические меры
1 дюйм (inch)	25,40 мм
1 фут (foot, feet)	0,3048 м
1 ярд (yard)	0,9144 м
1 миля (mile)	1,609 км
1 кв. дюйм (square inch)	6,452 см ²
1 кв. фут (square foot)	0,0929 м ²
1 кв. ярд (square yard)	0,8361 м ²
1 кв. миля (square mile)	2,590 км ²
1 акр (acre)	0,4047 га
1 куб. дюйм (cubic inch)	16,387 см ³
1 куб. фут (cubic foot)	0,02832 м ³
1 куб. ярд (cubic yard)	0,7645 м ³
1 галлон амер. (U. S. gallon)	3,785 л
1 галлон англ. (British gallon)	4,546 л
1 бушель амер. (U. S. bushel)	35,24 л
1 фунт (pound, lbs)	0,4536 кг
1 тонна короткая (2000 lbs; short ton)	0,9072 т
1 тонна длинная (long ton)	1,016 т
1 фунт на кв. дюйм (1 lbs per sq. inch)	0,07031 кг/см ²
1 фунт на кв. фут (1 lbs per sq. foot)	4,882 кг/м ²
1 футо-фунт	0,1333 келм
1 британская тепловая единица (BTU)	0,2520 кал
1 лош. сила (H. P., horse power)	1,014 л.с.
1 фунт с 1 кв. фута	4,88 кг/м ²
1 фунт на 1 HP	0,447 кг/л.с.
5/9 (°F—32)	°C
1746, деленное на число градусов кривизны	радиус в м
Уклон в футах на милю, деленный на 5,28	уклон в ‰

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение	3
§1. Открытые работы, их место в горной промышленности, в народном хозяйстве и в обороне страны	—
§2. Сущность и значение комплексной механизаций открытых разработок	5
§3. Основные виды механизации открытых разработок и условия их применения	7

Р а з д е л I. БУРЕНИЕ

Г л а в а I. Пневматические и электрические перфораторы для открытых работ

§1. Классификация пневматических перфораторов	17
§2. Детали пневматических перфораторов	18
1. Воздухораспределительные устройства перфораторов	19
2. Механизмы вращения бура	24
3. Устройства для продувки и промывки шпуров	27
§3. Типы и марки пневматических перфораторов	30
1. Ручные перфораторы	—
2. Колонковые перфораторы	35
§4. Электрические перфораторы ударного действия	38
§5. Установочные приспособления	40
§6. Буры и съемные буровые коронки	45
1. Общие сведения	—
2. Каленные буры	47
3. Буры, армированные твердыми сплавами	—
4. Буры со съемными коронками из легированной стали	49
5. Буры со съемными коронками, армированными твердыми сплавами	51
§7. Организация работ при перфораторном бурении	52

Г л а в а II. Станки ударно-канатного бурения

§1. Достоинства и условия применения ударно-канатного бурения	55
§2. Принцип действия станков ударно-канатного бурения	56
§3. Буровые станки Металлист, Армстронг и Бьюсайрус	58
§4. Детали буровых станков	62
1. Станина и рабочая площадка	—
2. Гуселичный ход	65
3. Главный вал и фрикционная муфта	66
4. Балансир и балансирующая шестерня	70
5. Рабочий и желоночный сарабаны	72
6. Мачта, амортизатор и блоки	73
§5. Силовое оборудование станков	77
§6. Эксплуатационно-технические характеристики станков	79
§7. Буровые инструменты	82
1. Долота	—

2. Ударные штанги	84
3. Буровые ножницы или ясы	—
4. Канатные замки (ропсокеты)	85
5. Желонки	87
6. Инструментальные ключи	88
§8. Ловильные инструменты	89
1. Ловильные ерши и канаторезки	90
2. Ловильный колокол	91
3. Шлипс	—
4. Вилка с защелкой	—
§9. Производительность и организация работ при ударно-канатном бурении	92
1. Производительность станков	—
2. Определение потребного количества станков	93
3. Расход энергии и материалов	93

Глава III. Станки для вращательного бурения

§1. Достоинства и недостатки вращательного бурения и условия его применения	96
§2. Основные понятия о конструкции станков для бурения горизонтальных и наклонных скважин	97
§3. Понятие о станках для вращательного бурения вертикальных скважин	100
§4. Производительность и организация работ при вращательном бурении скважин	102
1. Расположение скважин	—
2. Производительность	103

Глава IV. Механическая заправка буров и долотьев

§1. Понятие о термической обработке стали	105
1. Отжиг	—
2. Закалка	—
3. Отпуск	107
4. Цементация	108
§2. Горны для нагрева буров и долотьев	109
1. Кузнечные горны	109
2. Нефтяные горны	112
3. Газовые горны	—
4. Электрические печи	113
5. Нагревательные печи с ваннами	116
§3. Контрольно-измерительные приборы	—
1. Пирометры	118
2. Магнитные индикаторы	119
§4. Бурозаправочные станки	—
1. Станки Лейнера	122
2. Станки Клаймакс	123
3. Станки Холман	125
4. Станки Сулливан	126
5. Матрицы и набойники к бурозаправочным станкам	128
6. Производительность бурозаправочных станков	—
7. Технологический процесс заправки и закалки буров и расположение оборудования в бурозаправочной мастерской	129
§5. Долотозаправочные станки	130
1. Станок Джиль	131
2. Станок Ингерсоль Ранд	133
3. Станок Бьюсайрус	134
4. Расположение оборудования в долотозаправочной мастерской	135
§6. Расходные коэффициенты при заправке буров и долотьев	138
1. Заправка каленых буров	—
2. Армирование буров победитами	139
3. Заправка долотьев	140

Раздел II. ЭКСКАВАЦИЯ

Глава V. Одноковшовые экскаваторы

§1. Классификация одноковшовых экскаваторов	141
§2. Общее устройство одноковшового экскаватора	143
§3. Детали одноковшовых экскаваторов	144
1. Главная рама	—
2. Ходовое устройство	146
3. Поворотная платформа	153
4. Подъемный механизм	154
5. Поворотный механизм	159
6. Напорный механизм	161
7. Рабочее оборудование механической лопаты	164
8. Рабочее оборудование драглайна	172
9. Рабочее оборудование грейфера	176
10. Рабочее оборудование дитчера, скиммера и бакфиллера	180
§4. Конструктивные особенности малых универсальных экскаваторов	184
§5. Конструктивные особенности мощных вскрышных экскаваторов	187
§6. Силовое оборудование экскаваторов	194
1. Паровые машины	195
2. Двигатели внутреннего сгорания	198
3. Электродвигатели переменного тока	199
4. Электродвигатели постоянного тока	203
5. Установки постоянного тока с одним генератором	205
6. Установки постоянного тока с тремя генераторами (система Вард-Леонарда)	207
7. Общее сравнение силовых установок одноковшовых экскаваторов, их достоинства и недостатки	211
§7. Эксплуатационно-технические данные одноковшовых экскаваторов	214
§8. Определение производительности одноковшовых экскаваторов	224

Глава VI. Башенные экскаваторы

§1. Принцип работы и классификация башенных экскаваторов	228
§2. Основные части башенных экскаваторов	229
1. Ковш	—
2. Каретка	230
3. Канаты	231
4. Башни и мачты	—
5. Лебедки	234
§3. Типы башенных экскаваторов	237
1. Экскаваторы с полиспастным натяжным устройством	238
2. Экскаваторы с балансирым натяжным устройством	—
§4. Условия применения башенных экскаваторов и их производительность	240
1. Условия применения	—
2. Производительность	241
§5. Организация вскрышных и добычных работ при эксплуатации башенных экскаваторов	242

Глава VII. Скреперные установки для открытых работ (канатные скреперы)

§1. Основные элементы скреперной установки	245
1. Скреперы	—
2. Скреперные лебедки	248
3. Блоки и канаты	250
4. Мачты и башни для блоков	252
5. Погрузочные платформы	253
§2. Скреперные установки с ослабленным канатом	254

§3. Условия применения, производительность и мощность скреперных установок	256
1. Условия применения	—
2. Производительность	—
3. Мощность лебедки	257
§4. Замечания, относящиеся к эксплуатации скреперных установок . .	258

Г л а в а VIII. Многоковшовые экскаваторы

§1. Классификация многоковшовых экскаваторов	260
§2. Общее устройство многоковшовых экскаваторов	261
§3. Основные детали рабочего оборудования многоковшовых экскаваторов	264
1. Черпачная рама	—
2. Черпаки и черпачная цепь	267
3. Приемно-погрузочные устройства	269
§4. Силовое оборудование многоковшовых экскаваторов	270
§5. Типы многоковшовых экскаваторов и условия их применения . . .	273
1. Однопортальные неповоротные экскаваторы	273
2. Двухпортальные неповоротные экскаваторы	274
3. Сдвоенные экскаваторы	275
4. Однопортальные и двухпортальные поворотные экскаваторы . . .	276
5. Однопортальные и двухпортальные скребково-черпаковые экскаваторы	278
6. Рельсовые экскаваторы с боковой отгрузкой породы	279
7. Гусеничные поворотные и неповоротные экскаваторы с боковой отгрузкой породы	281
§6. Производительность многоковшовых экскаваторов	283

Р а з д е л III. ТРАНСПОРТ

Виды рудничного транспорта	285
--------------------------------------	-----

Г л а в а IX. Транспорт по рельсовым путям

§1. Стандарты колес. Достоинства и условия применения локомотивного транспорта	286
§2. Устройство рельсовых путей на главных заездах в карьеры, в забоях и на отвалах	287
1. Земляное полотно	—
2. Рельсы	288
3. Шпалы	289
4. Рельсовые крепления	290
5. Стрелочные переводы	292
6. Балласт	296
§3. Вагоны	296
1. Коппелевские вагоны	297
2. Думпкары	—
3. Гондолы	302
§4. Локомотивы	304
1. Паровозы	—
2. Мотовозы	310
3. Электровозы	311
§5. Моторизованные вагоны и мотопоезда	315
1. Управляемые мотовозы	316
2. Прицепные мотовозы. Мотопоезда системы Дифференциал . . .	317
§6. Тяговые расчеты	319
1. Сила тяги локомотивов	—
Сила тяги паровоза	—
Сила тяги мотовоза	321
Сила тяги электровоза	322

2. Сопротивления движению поезда	322
Постоянные сопротивления	—
Дополнительные сопротивления	323
3. Определение веса поезда	325
§7. Графики движения поездов и работы экскаваторов	326

Г л а в а X. Моторный безрельсовый транспорт

§1. Общие понятия о применении безрельсового транспорта на открытых разработках	331
§2. Типы автотракторного оборудования для горных работ	334
1. Общая характеристика агрегатов безрельсового транспорта	—
2. Большегрузные автомашины	336
3. Автомашины со съемными кузовами	340
4. Седелные тягачи и седелные прицепы	342
5. Гусеничные тракторы и буксирные прицепы	345
§3. Устройство дорог при безрельсовом транспорте	348
1. Устройство дорог на главных ваязах в карьеры и на поверхности	—
2. Дороги в забоях и на отвалах	349
§4. Тяговые расчеты при безрельсовом транспорте	350
1. Сила тяги автомашин и тракторов	351
2. Сопротивления движению безрельсовых агрегатов	352
3. Определение веса полевой нагрузки безрельсовых агрегатов	353
4. Предельные уклоны и предельные кривые	355
§5. Расчет потребного, количества агрегатов для обслуживания экскаваторов	355
§6. Содержание, ремонт и амортизация рудничного автотранспортного оборудования	358
1. Расход горючего	—
2. Износ шин	359
3. Ремонт и амортизация автомашин	360

Г л а в а XI. Конвейерный и комбинированный транспорт

§1. Общие понятия об организации непрерывного транспорта и условия его применения	361
§2. Конструктивные особенности конвейерных установок для вскрышных и очистных работ. Бандвагены, стаккеры, транспортно-отвальные мосты	364
§3. Производительность конвейерных установок	368
§4. Общее технико-экономическое сравнение различных видов рудничного транспорта	369

Р а з д е л IV. ОТВАЛЬНО-ПУТЕВЫЕ РАБОТЫ

Г л а в а XII. Отвальные машины

§1. Общие сведения об организации отвального хозяйства	373
1. Выбор места для размещения отвалов	—
2. Приемная способность отвалов	375
3. Высота и устойчивость отвалов	376
§2. Отвальные плуги (спредеры)	378
1. Общие сведения о типах отвальных машин	—
2. Спредеры системы Джордан	379
3. Спредеры Вьюсайрус	380
§3. Отвальные экскаваторы	382
§4. Механизация отвальных работ с применением одноковшевых экскаваторов	384

Г л а в а XIII. Путепередвиатели

§1. Общие сведения о путевых работах и дорожных машинах	386
§2. Путепередвиатели непрерывного действия	—

1. Путепередвигатели мостового типа	387
2. Путепередвигатели консольного типа	389
§3. Путепередвигатели циклического действия	391
1. Машина Нордберг	—
2. Железнодорожные краны	394
§4. Условия применения путепередвигателей непрерывного и циклического действия	396

Р а з д е л V. МОТОРИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

Г л а в а XIV. Комплексная механизация горных работ с использованием тракторной тяги

§1. Общие сведения	398
§2. Краткая конструктивная характеристика оборудования	399
1. Тракторные скреперы	—
2. Рутеры	402
3. Бульдозеры и англодозеры	403
§3. Организация работ	404
§4. Техничко-экономические показатели	407

Р а з д е л VI. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПО ГРАФИКУ

Г л а в а XV. Основы организации работ по графику при комплексной механизации открытых разработок

§1. Сущность и значение организации работ по графику	412
§2. Принципы расчета и построения общенарьерного графика	413
<i>Литература</i>	419
<i>Приложения:</i>	
I. Шкала относительной крепости пород проф. М. М. Протодьяконова	424
II. Классификация грунтов по крепости, принятая в единых нормах выработки и расценки на строительные работы	425
III. Шкала крепости пород Главшахтстроя	428
IV. Категории пород по скорости бурения (шкала Главруды НКЧМ)	430
V. Категории пород по скорости бурения (шкала Главмеди НКЧМ)	—
VI. Соотношение коэффициентов крепости (f) по шкале проф. М. М. Протодьяконова со скоростями бурения	—
VII. Расход угля, воды, смазочных и обтирочных материалов на одноковшевых паровых экскаваторах	431
VIII. Средний расход горючего в двигателях внутреннего сгорания	—
IX. Количество материалов, необходимых для укладки 1 км железнодорожного пути	432
X. Сравнительная таблица англо-американских и метрических мер	433

8.12.57

Отв. редакторы *Ю. В. Лучко и Л. С. Влох*

Подписано к печати 17/II 1945 г.	НС 09821
Печ. л. 27,5.	Уч.-изд. л. 34,0.
Тираж 5000.	Заказ 1025

5-я типография треста «Полиграфинига» Отгиз при СНК РСФСР.
Свердловск, ул. Ленина, 47.