6П1.2
В 19

М. В. ВАСИЛЬЕВ

КОМБИНИРОВАННЫЙ ТРАНСПОРТ НА КАРЬЕРАХ

УДК 622.68

Васильев М. В. Комбинированный транспорт на карьерах. М., «Недра», 1975, 360 с.

В книге рассмотрен комбинированный транспорт, получающий все большее распространение на открытых горных разработках и являющийся наиболее перспективным.

Отражены особенности горных работ при комбинированном транспорте, рассмотрено транспортное оборудование, используемое в комбинациях, обобщен опыт применения, проектирования и эксплуатации комбинированного транспорта на отечественных и зарубежных карьерах. Изложены вопросы взаимодействия различных видов транспорта в комбинациях. Описаны транспортные коммуникации и дана их характеристика при комбинированном транспорте. Большое внимание уделено устройству перегрузочных пунктов и специфике их работы, приведен расчет основных параметров.

Освещены принципы экономической оценки различных видов транспорта, участвующих в комбинациях, приведены себестоимость транспортирования, капитальные затраты, а также затраты на перегрузочные и грохотильно-дробильные работы.

Рассмотрены перспективы применения комбинированного транспорта на карьерах ближайшего будущего и связанные с этим задачи научных исследований.

Книга предназначена для инженерно-технических работников предприятий и проектировщиков горнодобывающей промышленности, научных работников, преподавателей и студентов учебных заведений горного профиля.

Табл. 113, ил. 136, список лит. — 36 назв.

В $\frac{30704-064}{043(01)-75}$ 334—75

© Издательство «Недра», 1975

ПРЕДИСЛОВИЕ

Повышение эффективности общественного производства, его интенсификацию XXIV съезд КПСС определил как основную линию экономического развития страны и на ближайшие годы, и на длительную перспективу, как первейшее условие создания материально-технической базы коммунизма, повышения народного благосостояния. Важнейший фактор повышения производительности труда — ускорение прогресса науки и техники.

Одним из главных направлений технического прогресса в горнодобывающей промышленности является преимущественное развитие открытого способа разработки месторождений. При открытом способе наиболее трудоемким и дорогостоящим всегда был карьерный транспорт. Более половины трудовых и стоимостных затрат приходится на его долю.

Карьерный транспорт является одним из видов промышленного транспорта. От других видов промышленного транспорта он отличается спецификой, вызванной своеобразием открытых горных работ. Огромные объемы перевозок на открытых горных разработках, нередко превышающие грузообороты больших магистральных железных дорог, обусловливают большие параметры технических средств карьерного транспорта.

В настоящее время во всем мире карьерным транспортом перевозится более 10 млрд. т горной массы. В последние годы объем горной массы, перевозимой карьерным транспортом, ежегодно возрастает на 7—8%. Грузооборот на отдельных карьерах достигает 400—500 млн. т в год. Наиболее распространенными являются автомобильный и железнодорожный транспорт. С помощью средств автомобильного транспорта перевозится около 2/3 разрабатываемой горной массы, остальная часть приходится на железнодорожный и другие виды транспорта.

За последние 10 лет размеры оборудования, применяемого на открытых горных разработках, резко увеличились. Появившиеся экскаваторы-мехлопаты с ковшами емкостью 19—22 м³, самоходные одноковшовые погрузчики с ковшами 18 м³ вызвали необходимость создания автосамосвалов грузоподъемностью 200—230 т, мощных локомотивов и вагонов грузоподъемностью 180—200 т и более. В связи с существующей тенденцией повышения производительности и снижения стоимости перевозок ожидается дальнейшее увеличение грузоподъемности карьерных автосамосвалов до 400—500 т и тяжеловесных поездов до 1500—1800 т.

Железнодорожный транспорт наиболее типичен для карьеров, характеризующихся большим объемом перевозок, большими размерами в плане, но сравнительно небольшой глубиной. Автомобильный транспорт свойственен карьерам различной производительности и размеров. Его предпочитают применять для перевозок крупнокусковых руд и пород при сравнительно небольших расстояниях транспортирования. Для транспортирования мягких, реже полускальных пород применяют конвейерный транспорт. Однако в последние годы на карьерах все большее применение находит комбинация различных видов карьерного транспорта, каждый из которых, работая в наиболее благоприятных для него горнотехнических условиях, позволяет достичь наибольшего общего эффекта.

Наибольшее распространение получила комбинация автомобильного транспорта с другими видами транспорта. На многих крупных рудных карьерах применяют автомобильно-железнодорожный транспорт. При большой глубине для транспортирования скальных пород применяется автомобильно-конвейерный транспорт и частично скиповой подъем. Имеют место и другие комбинации.

В ближайшие годы более 30% всех перевозок на карьерах будет осуществляться комбинированным транспортом.

Рассмотрению наиболее распространенных транспортных комбинаций и их перспективному развитию на карьерах и посвящена настоящая книга. Глава II книги написана канд. техн. наук В. Л. Яковлевым, главы VIII и IX — автором совместно с В. М. Поповым.

Автор благодарит сотрудников Института горного дела Минчермета СССР, предоставивших ему некоторые сведения по освещенным в книге вопросам, а также рецензента докт. техн. наук М. Г. Потапова за ценные замечания, сделанные им при рецензировании рукописи.

ГЛАВА I

КОМБИНАЦИИ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА И УСЛОВИЯ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

§ 1. Виды транспорта и их применение на карьерах

Развитие добычи полезных ископаемых открытым способом в большой степени зависит от технического прогресса карьерного транспорта. Последний в значительной мере определяет судьбу открытых работ. От того, насколько карьерный транспорт эффективно и экономично позволяет осуществлять перемещение огромных объемов горной массы, зависит глубина карьеров, а следовательно, и конкурентоспособность открытых работ с подземными. В мировой практике открытых работ около 90% горной массы перемещается с помощью различных транспортных средств. В будущем значение карьерного транспорта еще более возрастет (табл. 1).

Таблица 1

Полезное ископаемое	1980 г.		2000 г.	
	удельный вес добычи открытым способом, %	удельный вес транспортирования горной массы, %	удельный вес добычи открытым способом, %	удельный вес транспортирования горной массы, %
Железо	82—83	95—97	85—86	95—97
Марганец	65—66	65	70	60
Флюсовые известняки	100	98—99	100	98—99
Цветные металлы	75—76	95—98	78—79	98—99
Уголь	35—40	62—63	60—65	75—78

Транспорт является важнейшим звеном в общем технологическом комплексе карьера. Капитальные затраты на карьерный транспорт достигают 2/3 всех затрат на карьере. Удельный вес затрат труда на транспортные работы на карьерах превышает 50—60%. Карьерный транспорт является также наиболее энергоемким и металлоемким.

Большие затраты на карьерный транспорт, нередко достигающие 50—60% всех эксплуатационных расходов, в основном определяют целесообразность и экономичность добычи полезных ископаемых открытым способом.

От правильного решения транспортной проблемы зависит своевременное освоение заданной производительности карьера и последовательное плановое развитие разработки месторождения.

Карьерный транспорт предопределяет способ вскрытия месторождения и систему разработки, а следовательно, и основные технико-экономические показатели работы карьеров.

На современных карьерах наибольшее распространение получили три вида транспорта: железнодорожный, автомобильный и конвейерный. Кроме этого применяются тракторный, воздушно-канатный, гидравлический и др. Удельный вес основных видов транспорта в горнодобывающей промышленности СССР характеризуется данными табл. 2.

Таблица 2

Вид транспорта	Удельный вес, %			
	1961 г.	1965 г.	1970 г.	1975 г.
Вскрышные работы				
Железнодорожный	54,8	48,8	45,0	41,7
Автомобильный	40,9	35,2	36,6	38,4
Конвейерный	0,8	8,2	10,4	11,8
Прочие виды транспорта	3,5	7,8	8,0	8,1
Добычные работы				
Железнодорожный	26,3	20,8	18,8	17,6
Автомобильный	66,4	70,1	70,7	71,2
Конвейерный	4,4	2,6	2,5	3,2
Прочие виды транспорта	2,9	6,5	7,0	8,0

По принципу действия все виды карьерного транспорта можно разделить на две группы: транспорт прерывного и транспорт непрерывного действия. Каждая из этих групп, а также названные виды транспорта отличаются по роду тяги, движущим силам транспортных средств и подвижному составу.

Наиболее развит железнодорожный карьерный транспорт, имеющий преимущество (по сравнению с другими видами транспорта) при разработке обширных по площади месторождений, горизонтальные размеры которых значительно больше вертикальных и которые имеют относительно однородный состав полезного ископаемого, спокойное и выдержанное залегание. Он применяется для перевозки как мягких, так и крупнокусковых скальных пород. При большой производственной мощности карьера железнодорожный транспорт обеспечивает сравнительно низкую себестоимость транспортирования горной массы. Наилучшие технико-экономические показатели железнодорожный транспорт имеет на карьерах со значительным сроком эксплуатации, с большим грузооборотом при относительно небольшой глубине разработок (порядка 150—250 м, редко более) и расстояниях транспортирования свыше 3 км, а также уклонах 30—80% (в зависимости от вида тяги и тормозных средств).

Автомобильный транспорт наибольшее применение нашел при разработке месторождений со сложными условиями залегания, при относительно небольших и значительно уменьшающихся с глубиной

размерах карьеров, при разработке территориально разобщенных участков и маломощных пластов, вызывающих быстрое подвигание фронта горных работ. Автомобильный транспорт применяется при расстояниях транспортирования от 0,2 до 3—5 км (при тягачах с полуприцепами до 10 км и более) и уклонах, не превышающих 80—100‰. При автомобильном транспорте радиус кривых значительно меньше (15—50 м), чем при железнодорожном.

Конвейерный транспорт в настоящее время применяется в основном для транспортирования мягких и рыхлых пород при разработке как больших, так и ограниченных по площади преимущественно однородных (по составу) месторождений с прямолинейным фронтом работ. При помощи современных средств конвейерного транспорта можно обеспечить транспортирование горной массы с большой глубины при высокой производительности. Введение предварительного дробления позволяет использовать ленточные конвейеры для транспортирования скальных пород. Уклоны ленточных конвейеров обычного типа не превышают 16—18°, а специального типа — 45—60°. Длина транспортирования определяется числом конвейерных ставов в линии и может быть неограниченной. Область применения конвейерного транспорта постоянно расширяется, особенно он перспективен в гористой местности. Условия применения трех основных видов карьерного транспорта (железнодорожный, конвейерный, автомобильный) приведены в табл. 3, из которой можно видеть, что каждый вид транспорта имеет известные ограничения применения. Это вызывает трудности при выборе единого вида транспорта для карьера, особенно если учесть срок эксплуатации, условия залегания и систему разработки месторождения, физические свойства пород и полезного ископаемого, капитальные затраты на транспорт и др.

С целью достижения наибольшего производственного и экономического эффекта в ряде случаев на карьерах становится целесообразным применение нескольких видов транспорта (для отработки отдельных участков месторождения со сложными геологическими условиями, для проходки траншей, транспортирования породы и полезного ископаемого и др.). Например, на Баженовских асбестовых карьерах при проходке траншей использовался автомобильный, на работах по зачистке пласта — тракторный, а на вскрышных работах — железнодорожный транспорт.

Практика вскрытия и начального периода разработки Соколовского и Сарбайского, Ново-Криворожского, Южного Криворожского железорудных месторождений подтвердила правильность использования при разработке верхних горизонтов автомобильного транспорта с последующим применением при разработке нижних горизонтов железнодорожного.

На Сибайском меднорудном карьере применялся железнодорожный и автомобильный транспорт. В настоящее время на карьере применяется скиповой подъем.

На ряде известняковых карьеров (карьеры Тургоякский, Комсомольский, Аккермановский, Гурьевский и др.) наряду с автомо-

Средства транспорта	Годовая производительность карьера по горной массе, млн. т	Залегание залежи	Полезное ископаемое
			Автомобиль
Автосамосвалы	До 30—50 (при грузоподъемности автосамосвалов более 75 т до 70—100)	Крутые и маломощные залежи в сложных условиях залегания	Любое (кроме сильно обводненного и торфянистого)
Тягачи с полуприцепами	То же до 70—100 и более	То же	То же
			Железнодорож
Электровозы	10—100 и более	Горизонтальные, наклонные и крутые однородные залежи большой мощности спокойного залегания	То же
Тепловозы	До 50—70	То же	То же
Тяговые агрегаты	До 100—120 и более	То же	То же
			Конвей
Ленточные конвейеры обычного типа	От 15—20 до 100—150 и более	Преимущественно горизонтальные и пологие залежи большой протяженности однородного состава	Рыхлое, мало обводненное или мелкокусковатое
Конвейеры специального типа	От 15—20 до 100—150 и более	Преимущественно горизонтальные и пологие залежи большой протяженности однородного состава	Рыхлое, мало обводненное или мелкокусковатое

бильным транспортом используется или намечается к применению конвейерный транспорт. Применение нескольких видов транспорта позволяет ускорить подготовку месторождений к эксплуатации, интенсифицировать производство вскрышных и добычных работ, получить наибольший технико-экономический эффект.

Необходимость использования нескольких видов транспорта становится особенно очевидной при значительной глубине разработки. В этих условиях транспорт приобретает решающее значение в определении экономически целесообразной глубины разработки открытым способом.

Для некоторых видов транспорта с ростом глубины карьеров резко снижается скорость движения, затрудняется обмен транспортных средств и удобство размещения транспортных коммуникаций,

Таблица 3

Размеры карьера и плане	Глубина карьера, м	Расстояние транспортирования, км	Параметры коммуникаций: уклон, ‰	Параметры коммуникаций: радиус кривых, м	Климат района
ный транспорт					
Ограниченные	70—80 (редко до 150)	До 1,5—2 (в карьере), 3—5 (общее)	80—100	15—30	Предпочтительно сухой
Относительно большие	70—80 (редко до 150)	До 2—3 (в карьере), до 10 и более (общее)	40—50	30—50	То же
ный транспорт					
Обширные	До 150—170	Более 3 км общее 10—12 и более	30—40	100—120	Не лимитируется
То же	До 150—170	То же	25—30	150—200	То же
То же	До 250—300	То же	60—80	100—120	То же
ерный транспорт					
Относительно большие	Более 70—80	2—3, до 15—20 (для пересеченной местности)	200—300	Более 300	Предпочтительно сухой (температура зимой до минус 10—15° С)
Ограниченные	До 100 (редко более)	Более 0,05	500—850	100 и более	Предпочтительно сухой (температура зимой до минус 10—15° С)

удлиняется время транспортирования, растет стоимость и трудоемкость перевозок.

Поэтому на глубоких карьерах перед карьерным транспортом возникает задача сохранить достаточно высокую производительность, выдержать темп углубления работ, уменьшить длину транспортных коммуникаций, обеспечить необходимую экономичность разработки. Решение этой задачи возможно путем замены применяемого вида транспорта или путем введения на карьере нового вида транспорта для перемещения горной массы совместно с ранее применяемым видом транспорта.

Такое использование нескольких видов транспорта, последовательно расположенных, взаимосвязанных и работающих в единой транспортной цепи, называют комбинированным.

Процесс транспортирования горной массы в этих случаях осуществляется путем устройства перегрузочных пунктов для перегрузки горной массы с одного вида транспорта на другой. При комбинированном использовании каждый вид транспорта работает в наиболее удобных и выгодных для него условиях, чем достигается наибольшая технико-экономическая эффективность транспортного процесса.

Возможно также совместное использование, т. е. одновременное использование независимо работающих видов транспорта (например, при обслуживании различных зон карьера). Иногда встречается поочередное использование нескольких видов транспорта на различных этапах разработки месторождения, когда новый вид транспорта полностью заменяет ранее применявшийся.

Вопреки существовавшему мнению об использовании одного вида транспорта в течение всего срока разработки месторождения в последнее время утвердилось мнение о целесообразности использования нескольких видов транспорта. Среди возможных сочетаний различных видов транспорта наиболее распространенным и перспективным является комбинированный транспорт.

§ 2. Факторы, обусловливающие целесообразность и особенности применения комбинированного транспорта на карьерах

Целесообразность применения комбинированного карьерного транспорта наиболее часто обусловливается следующими факторами:

большой скоростью углубления горных работ, при которой принятый вид транспорта не обеспечивает своевременной подготовки новых рабочих горизонтов;

значительным разносом бортов карьера и большим объемом горно-капитальных работ по устройству траншей;

сложным залеганием полезного ископаемого, наиболее полная выемка которого на нижних горизонтах требует более маневренного вида транспорта;

значительной длиной транспортирования, при которой принятый вид транспорта становится менее экономичным в сравнении с подъемными установками;

ограниченными размерами карьера в плане и др.

Применение комбинированного транспорта в указанных условиях позволяет снизить себестоимость транспортирования горной массы, а также уменьшить трудоемкость, металлоемкость и энергоемкость транспорта. Наряду с положительными особенностями применение комбинированного транспорта связано с эксплуатацией нескольких видов транспортных средств, что затрудняет их обслуживание, ремонт и содержание, а также вызывает необходимость устройства пунктов перегрузки, осложняющих технологический процесс.

Применение на карьере комбинированного транспорта нередко вызывает значительные дополнительные капиталовложения, которые оправдываются лишь спустя некоторое время. Перестройка производственного процесса на карьере применительно к комбинированному транспорту обычно связана с перерывами в добыче, простоями оборудования и заметным временным снижением его производительности.

Комбинированные схемы транспорта наиболее часто состоят из трех звеньев: первое — транспорт по горизонтам разработки, второе — транспорт (подъем) по борту карьера и третье — транспорт на поверхности карьера. Транспорт первого и второго звеньев внутрикарьерный, а третьего — внекарьерный.

При двухзвенной схеме один вид транспорта применяется в забое, а второй осуществляет функции перемещения горной массы из карьера на поверхность и транспортирование ее на поверхности.

В условиях карьеров наиболее специфичным является внутрикарьерный транспорт, который определяет производственные возможности и экономичность разработки. Он неразрывно связан со всеми технологическими процессами, происходящими на карьере. Ему присущи следующие специфические особенности:

пункты погрузки и перегрузки на карьерах передвигаются вслед за подвиганием фронта работ, что влечет за собой периодическое перемещение внутрикарьерных транспортных коммуникаций;

для транспортных средств непрерывного действия характерно постоянное поступление к ним горной массы (поточность процесса), для транспортных средств прерывного действия характерна цикличность;

значительная разница между верхними и нижними отметками на большинстве карьеров вызывает необходимость транспортирования горной массы на больших уклонах на подъем (глубинные карьеры) и на спуск (нагорные карьеры);

совместная работа транспортных средств с выемочными машинами (экскаваторы, погрузчики и др.) требует взаимной увязки их основных параметров;

транспортные средства отличаются повышенными мобильно-маневровыми качествами, невысокой скоростью движения, но более высоким тягово-подъемным усилием.

Работа внутрикарьерного транспорта в большой степени зависит от других происходящих в карьере технологических процессов (разрыхление и подготовка к погрузке скальных пород, выемка и погрузка разрыхленной горной массы, прием и укладка горной массы в отвал и др.).

Эта специфика резко отличает внутрикарьерный транспорт от заводского промышленного транспорта и является определяющей в решении транспортных задач при разработке месторождений.

Транспорт первого звена по выполняемым функциям является сборочным транспортом, который обслуживает ряд забоев, расположенных на одном или на нескольких горизонтах. Дорожные трассы сборочного транспорта (особенно их забойная часть) перемещаются вслед за подвиганием забоев.

Транспорт второго звена выполняет функции перемещения горной массы на поверхность. Расстояние транспортирования, как правило, несравненно больше, чем у транспорта первого звена. Дорожные трассы второго звена, проложенные в траншеях и полутраншеях, в отличие от трасс сборочного транспорта, являются непередвижными (постоянными). Их только удлиняют или укорачивают при переходе на разработку новых горизонтов. Транспорт второго звена на поверхностных и глубинных карьерах называют подъемным транспортом.

На современных карьерах наибольшее применение получили комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта, автомобильного и конвейерного, автомобильного транспорта и скипового подъема.

Автомобильный транспорт обычно работает совместно с экскаваторами и погрузчиками, обеспечивая перевозку горной массы к перегрузочным пунктам. В качестве транспортных средств используются автосамосвалы, тягачи с полуприцепами и прицепами. При малом расстоянии транспортирования автомобильный транспорт заменяют тракторным.

В качестве транспорта второго звена возможно использование железнодорожного и конвейерного транспорта, скипового или клетевого подъема, а при особо благоприятных условиях — гидротранспорта, гравитационного и воздушно-канатного транспорта. Транспорт второго звена, как правило, имеет бо́льшую длину транспортирования, чем транспорт первого звена. На транспорт второго звена приходится наибольшая по мощности и энергоемкости работа. Он требует больших капитальных затрат и является в значительной степени определяющим экономичность транспортирования горной массы.

В качестве транспортных средств при железнодорожном транспорте используют думпкары (реже гондолы), при конвейерном — ленточные конвейеры или специальные конвейеры, при скиповом подъеме — скипы, при клетевом подъеме — вагоны.

В ряде случаев транспорт второго звена осуществляет также транспортирование горной массы и на поверхности до пунктов ее приема (обогатительные и брикетные фабрики, отвалы, склады и др.). Это имеет место при железнодорожном, реже при конвейерном и воздушно-канатном транспорте. Однако иногда схема двухзвенного комбинированного транспорта становится неприемлемой вследствие своеобразности транспортных средств или нерациональности использования того же вида транспорта для перемещения на поверхности. Так, при скиповом подъеме для транспортирования горной массы на поверхности необходим иной вид транспорта. Горная масса, поднятая на поверхность ленточными конвейерами, также часто нуждается в раздельной доставке ее в ряд пунктов средствами автомобильного транспорта и др. Иногда расстояния доставки горной массы (до обогатительных фабрик и особенно заводов, пунктов перегрузки в средства магистрального железнодорожного или водного

транспорта) бывают настолько значительны, что требуют применения соответствующих видов транспорта. Все это вызывает необходимость и экономическую целесообразность применения трехзвенного комбинированного транспорта. В качестве транспорта третьего звена наиболее распространен железнодорожный транспорт с электровозной, реже с тепловозной и паровозной тягой. Наряду с использованием в качестве транспортных средств думпкаров применяют вагоны специального типа, а также вагоны магистрального железнодорожного транспорта общего пользования (гондолы, хопперы и др.). Расстояние транспортирования составляет от нескольких сотен метров до десятков и даже сотен километров. Помимо трехзвенного транспорта возможно применение комбинированного транспорта и с большим количеством звеньев, однако это встречается редко, так как крайне осложняет работу транспорта, вызывает необходимость устройства дополнительных перегрузочных пунктов, удорожающих, а нередко и ухудшающих качество полезного ископаемого, а также задействования большого числа разнотипных транспортных средств, обслуживающего персонала и др.

Использование комбинированного транспорта возможно на глубинных и нагорных карьерах. На нагорных карьерах могут быть применены также двух- и трехзвенные комбинации из различных видов транспорта. В качестве транспорта первого звена на нагорных карьерах (так же как и на глубинных карьерах) обычно используется автомобильный транспорт.

Транспорт второго звена на нагорных карьерах отличается по характеру выполняемой работы. Так, если на глубинных карьерах он служит для перемещения горной массы на подъем, то на нагорных карьерах горная масса перемещается под уклон. Это значительно облегчает условия работы транспорта и требует меньших затрат энергии.

При автомобильном транспорте уклоны в грузовом направлении на нагорных карьерах почти в 1,5 раза выше, чем на глубинных карьерах. При железнодорожном транспорте они примерно равны. При конвейерном транспорте имеет место обратное явление. На нагорных карьерах при работе конвейеров под уклон ограничивающим фактором является трение кусков транспортируемой горной массы о ленту и между собой. Поэтому, как правило, уклоны в грузовом направлении на нагорных карьерах меньше, чем на глубинных.

При канатно-скиповом подъеме уклоны устанавливаются в зависимости от угла наклона борта карьера, на котором размещен подъемник, от устойчивости скипа в процессе движения, рода транспортируемой горной массы, мощности подъемной установки и других факторов и могут иметь одинаковые значения как при спуске, так и при подъеме транспортируемого материала.

При воздушно-канатном транспорте уклоны зависят от силы зажатия тягового каната в сцепном приборе транспортных средств и от тяговых свойств двигателей канатной дороги.

Таблица 4

Виды транспорта и транспортные средства			Вспомогательные устройства и сооружения
первое звено	второе звено	третье звено	
Наиболее распространенные комбинации			
Автомобильный (автосамосвалы, полуприцепы, прицепы)	Железнодорожный (локомотивы, думпкары, полувагоны)	Железнодорожный (локомотивы, думпкары, полувагоны)	Бункера, эстакады, перегрузочные площадки, склады и др.
Автомобильный или тракторный (автосамосвалы, полуприцепы, скреперы)	Конвейерный (ленточные и специальные конвейеры)	Конвейерный или автомобильный, или железнодорожный (автомобили, конвейеры, локомотивы, вагоны)	Бункера, питатели, грохотильные и дробильные установки, конвейерные перегрузочные пункты и др.
Автомобильный или железнодорожный (автосамосвалы, локомотивы, думпкары)	Скиповой или клетевой (скипы, клети)	Автомобильный или железнодорожный (автомобили, локомотивы, вагоны)	Бункера, подъемные установки, эстакады и др.
Редко встречающиеся комбинации			
Автомобильный (автосамосвалы, полуприцепы)	Гравитационный (рудоспуски, рудоскаты)	Железнодорожный или автомобильный (автомобили, локомотивы, вагоны)	Лотки, желоба, бункера и др.
Автомобильный или тракторный (автосамосвалы, полуприцепы, скреперы)	Гидротранспорт (землесосы, лотки, трубы)	Гидротранспорт (лотки, трубы)	Бункера, насосные устройства и др.
Автомобильный (автосамосвалы, полуприцепы)	Воздушно-канатный транспорт (кюбели)	Воздушно-канатный или автомобильный, или конвейерный	Бункера, перегрузочные пункты, эстакады и др.
Автомобильный (автосамосвалы, полуприцепы)	Воздушно-вертолетный (контейнеры)	Воздушно-вертолетный (контейнеры)	Погрузочные и приемные бункера
Автомобильный (автосамосвалы, полуприцепы)	Монорельсовый (кюбели, съемные кузова)	Монорельсовый или автомобильный, или железнодорожный (кюбели, съемные кузова, вагоны)	Подъемные, погрузочные и разгрузочные устройства, эстакады
Автомобильный (автосамосвалы, полуприцепы)	Пневматический транспорт (контейнеры)	Пневматический транспорт (контейнеры)	Погрузочные и приемные бункера, эстакады

При применении транспорте уклоны зависят от трения кусков горной массы о дно желоба или лотка и от допустимой скорости движения кусков горной массы.

В качестве транспорта третьего звена на нагорных карьерах наиболее часто используются автомобильный или железнодорожный транспорт.

На современных карьерах применяются различные виды комбинированного транспорта. Наиболее часто применяется комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта. В последнее время на ряде карьеров эта комбинация вытесняется комбинацией автомобильного и конвейерного транспорта, а в некоторых случаях — комбинацией автомобильного транспорта и скипового подъема. Значительно реже применяются другие комбинации, приведенные в табл. 4.

При всех видах комбинированного транспорта первым звеном обычно является автомобильный транспорт, выполняющий организующие функции транспортного процесса. Характерную особенность никому виду комбинированного транспорта придает второе звено, осуществляющее функции перемещения горной массы на поверхность.

При комбинированном транспорте наряду с основным транспортным оборудованием используется различное вспомогательное оборудование. Так, для перегрузки горной массы применяются экскаваторы, погрузчики, специальные перегрузочные устройства. При транспортировании скальных пород перегрузочные пункты оборудуются грохотами, дробилками, питателями и др.

В качестве вспомогательных сооружений и устройств применяются эстакады различных конструкций, перегрузочные площадки, лотки, желоба и др. Вспомогательное оборудование также отражает специфику данного вида комбинированного транспорта, обусловливаемую, как правило, природными и горнотехническими условиями разрабатываемого месторождения и свойствами горных пород и полезного ископаемого.

В качестве транспорта второго звена иногда применяется гравитационный транспорт с рудоспусками, рудоскатами и другими устройствами для перемещения горной массы в нижерасположенные приемные пункты за счет силы тяжести. Применяется также самотечный (по лоткам), а также напорный (по трубам) гидротранспорт.

На нагорных карьерах возможно применение воздушно-канатного и монорельсового транспорта. В труднодоступных горных районах для доставки ценных полезных ископаемых в контейнерах используют вертолеты. В последнее время начинает использоваться пневмотранспорт в контейнерах, перемещаемых за счет избыточного давления воздуха в трубопроводах.

§ 3. Характеристика основных видов комбинированного транспорта

Комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта. Разработка ряда рудных и угольных месторождений с использованием железнодорожного транспорта выгодна лишь до глубины порядка 200 м (редко 300 м), т. е. для верхних и средних горизонтов большинства карьеров. При бо́льшей глубине производительность железнодорожного транспорта снижается вследствие ухудшения оборачиваемости локомотивосоставов, уменьшения скорости движения, усложнения организации движения и др. Все это приводит к увеличению себестоимости транспортирования железнодорожным транспортом и он начинает уступать по технико-экономическим показателям другим, более подвижным и маневренным видам транспорта. Поэтому на крупных карьерах с ростом глубины становится целесообразным применение комбинированной схемы транспорта. Наиболее целесообразной для больших объемов работ на угольных и рудных карьерах является комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта. Важным обстоятельством при этом является то, что не возникает трудностей в трассировании съездов в пределах карьера и достигается большая скорость углубления. При расположении перегрузочных пунктов на нижних горизонтах карьера автомобильный транспорт перемещает горную массу на небольшое расстояние (до 1,2—1,5 км, а с увеличением глубины — до 0,6—0,8 км). Это позволяет значительно сократить число локомотивосоставов, улучшить условия их маневрирования и снизить себестоимость транспортирования. Комбинацию железнодорожного и автомобильного транспорта целесообразно также применять на глубоких рудных карьерах, размеры которых в плане с ростом глубины резко уменьшаются. Последнее вызывает необходимость уменьшения радиусов кривых железнодорожных путей, что приводит к уменьшению скорости движения локомотивосоставов. Поэтому на глубоких горизонтах целесообразно отказаться от использования железнодорожного транспорта и применить для разработки этих горизонтов автомобильный транспорт, перемещающий горную массу до перегрузочных пунктов. Таким образом, автомобильный транспорт используется для отработки нижних горизонтов, целиков полезного ископаемого и отдельных участков месторождений со сложной конфигурацией залежей.

В ряде случаев применение комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта становится выгодным, а подчас и необходимым на нагорных карьерах.

Применение комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта позволяет также улучшить эффективность разработки маломощных залежей с быстрым подвиганием фронта работ и большим расстоянием транспортирования горной массы. При разработке маломощных залежей объем работ по укладке и передвижке забойных путей очень велик, что приводит не только к чрезмерно большой себестоимости транспортирования, но и ограничивает производственные возможности карьера. В этом случае с технической и экономической точки зрения применение автомобильного транспорта является наиболее рациональным. Однако если расстояние от карьера до обогатительной фабрики или погрузочно-складских устройств велико (например, для большегрузных автосамосвалов превышает 5—7 км), потребуется большое количество автотранспортных средств, содержание и обслуживание которых может оказаться слишком дорогим.

Характерной особенностью работы комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта является то, что автомобили работают на временных дорогах, быстро сооружаемых, и наиболее удовлетворяют работе маневренных погрузочных машин.

Подвижной состав железнодорожного транспорта работает в основном на постоянных путях, что благоприятно сказывается на его производительности и технико-экономических показателях.

Таким образом, каждый из видов транспорта работает в наиболее благоприятных для него условиях. Однако наибольшая эффективность получается от улучшения условий эксплуатации железнодорожного транспорта, что обусловливается следующими факторами:

ликвидацией сети передвижных железнодорожных путей и контактной сети, расположенных на рабочих площадках горизонтов;

уменьшением количества пунктов загрузки локомотивосоставов и концентрацией грузопотоков;

интенсификацией процесса погрузки локомотивосоставов и увеличением средней скорости их движения;

упрощением схемы развития внутрикарьерных железнодорожных путей, повышением удельного веса стационарных участков путей и уменьшением общей протяженности транспортных коммуникаций;

сокращением простоев подвижного состава, вызванных плохим состоянием путей и повреждением контактной сети при взрывных работах;

максимальным приближением пунктов обмена локомотивосоставов к местам погрузки и повышением интенсивности их движения.

Применение комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта наиболее целесообразно в следующих условиях:

на карьерах с большим объемом горных работ и при большом расстоянии транспортирования на поверхности, когда использование железнодорожного транспорта с увеличением глубины вызывает резкое снижение производительности и рост себестоимости перевозок;

при разработке месторождений, когда ограниченные размеры карьера в плане на нижних горизонтах не позволяют уложить железнодорожные пути с допустимыми уклонами и необходимыми радиусами кривых;

при разработке глубоких горизонтов и залежей с неправильной конфигурацией, сложным составом, требующим селективной выемки и др.;

14732 ч

при разработке нагорных месторождений со сложным залеганием, затрудняющим использование в забоях железнодорожного транспорта, а также при использовании автомобильного транспорта для перемещения вскрыши на небольшое расстояние (при наличии погоризонтных отвалов);

при разработке маломощных залежей с быстрым подвиганием фронта работ и большим расстоянием транспортирования горной массы до обогатительных фабрик или погрузочно-складских устройств;

при отставании вскрышных работ или в случае необходимости сокращения срока ввода отдельных участков месторождения в эксплуатацию;

при дальности транспортирования полезного ископаемого до обогатительной фабрики, значительно превышающей дальность транспортирования вскрыши в отвал, когда последняя транспортируется автотранспортом.

Применение автомобильного транспорта в комбинации с железнодорожным целесообразно также в случаях, при которых имеет место стесненность работы экскаватора и затруднения с подачей к нему средств железнодорожного транспорта. Так, комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта часто используется при проходке траншей. При комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте достигаются следующие преимущества:

сокращается расстояние транспортирования для автотранспорта, что увеличивает его производительность и экономичность перевозок;

повышается производительность погрузочного и транспортного оборудования;

упрощается схема электроснабжения и путевого развития;

ликвидируются трудоемкие работы по переукладке передвижных железнодорожных путей и переносу контактных сетей;

сокращается время оборота подвижного состава и количество его единиц;

увеличивается скорость углубки горных работ и подготовки новых горизонтов;

появляется возможность раздельной выемки полезного ископаемого и обособленной отработки отдельных участков месторождения;

сокращается разнос бортов карьера и объем горных работ.

Кроме того, возникает возможность переноса значительных объемов вскрышных работ на более поздний период эксплуатации месторождения. Вместе с этим достигается высокая интенсификация производства за счет ускоренного понижения горных работ, позволяющего сохранить высокую производительность карьера за счет концентрации погрузочных машин на сравнительно коротком фронте.

Наличие перегрузочных пунктов позволяет успешно осуществлять усреднение полезного ископаемого и обеспечивать требуемую его кондицию. Наличие складских аккумулированных запасов на перегрузочных пунктах и независимое использование каждого

вида транспорта дают возможность устранить перебои в поступлении горной массы со складов и простои горнотранспортного оборудования из-за неполадок в работе обогатительных фабрик и тем самым обеспечить ритмичную работу карьера.

Для комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта присущи следующие недостатки:

наличие в транспортной цепи операции перегрузки;

необходимость устройства перегрузочных пунктов, складов;

потребность в широких рабочих площадках для размещения перегрузочных пунктов и складов;

необходимость переноса перегрузочных устройств и складов по мере понижения горных работ;

необходимость создания двух комплексов сооружений и устройств для ремонта и содержания транспортных средств.

Комбинация автомобильного и конвейерного транспорта. Эта комбинация применима при транспортировании пород, не требующих дробления, а также мягких пород и руд, имеющих несогласное залегание и затрудняющих использование конвейеров в забоях. В этих случаях горная масса перемещается автотранспортом до перегрузочного пункта, расположенного у подошвы карьера или на его борту, где перегружается на конвейеры, которыми доставляется в отвал или на обогатительную фабрику. Чаще применяется эта комбинация на рудных карьерах с крепкими рудами и скальными породами, отличающимися большой объемной массой, крупностью и высокой абразивностью. Доставленная из забоев к перегрузочному пункту крепкая кусковатая руда или порода дробится дробилками до необходимой крупности и затем перемещается на поверхность посредством конвейеров, выполняющих роль подъемников. Применение комбинации автомобильно-конвейерного транспорта находит использование и в тех случаях, когда требуется дробление полезного ископаемого (например, при обогащении) при значительном расстоянии транспортирования на поверхности, которая имеет сложную гипсометрию (или необходимо преодоление по высоте ряда сооружений, препятствий и др.). В этом случае полезное ископаемое перемещается автомобильным транспортом на поверхность до дробильной фабрики на борту карьера, которая служит промежуточным звеном между внутрикарьерным автомобильным и поверхностным конвейерным транспортом. Полезное ископаемое после дробления поступает на ленточные конвейеры и транспортируется до пунктов назначения.

Во всех приведенных случаях применения комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта условия работы автосамосвалов характеризуются ограниченной длиной фронта работ, стесненными условиями в забоях и на маневровых площадках, значительным уклоном в грузовом направлении, малым радиусом кривых, переменными параметрами экскаваторных заходок, частой сменой забоев и др. Автомобильный транспорт для перемещения горной массы к конвейерным подъемникам, как правило, применяется при

небольшом расстоянии транспортирования (до 1—1,5 км, чаще 0,6—0,8 км), что благоприятно сказывается на производительности и экономичности перевозок.

При комбинированном автомобильно-конвейерном транспорте автомобильные дороги, так же как и при автомобильно-железнодорожном транспорте, имеют временный характер, часто меняют свое положение, обычно строятся без покрытий.

Трассы конвейерных подъемников, как правило, строятся на весь период эксплуатации месторождения и лишь периодически наращиваются с увеличением глубины карьеров. Перегрузочные пункты снабжают грохотильными и дробильными устройствами.

Дробление руды непосредственно на карьере экономически оправдывается, поскольку руда идет на обогащение, где подвергается дроблению. Что же касается дробления пород вскрыши на карьерах, то это целесообразно только в том случае, если расходы на эту операцию будут полностью перекрыты экономией, полученной при транспортировании и отвалообразовании. Серьезным препятствием для организации дробления на карьере является необходимость периодического перемещения мощных дробилок на новые горизонты. В связи с этим стремятся, чтобы один дробильный узел обслуживал возможно большее число горизонтов.

Характерной особенностью автомобильно-конвейерного транспорта является его высокая эффективность, обусловливаемая большой надежностью и постоянной готовностью к приему и непрерывному перемещению поступающей на конвейеры горной массы, что обеспечивает ритмичность и равномерность транспортного процесса. Это создает предпосылки для повышения использования работающего погрузочного и транспортного оборудования, упрощает организацию и управление производством, способствует переходу на автоматизацию.

Сочетание непрерывности перемещения горной массы конвейерами с крупными высокопроизводительными автотранспортными средствами создает перспективу для широкого использования этой комбинации на карьерах. Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт способен обеспечить значительно большее повышение производительности труда и снижение трудоемкости производства, чем другие распространенные виды карьерного транспорта. Кроме этого он отличается высокой экономичностью. Наибольший экономический эффект достигается с увеличением объема работ и роста глубины разработки.

Ввод автомобильно-конвейерного транспорта на глубинных карьерах экономически целесообразен (в зависимости от горнотехнических условий) при глубине разработки 80—150 м и более. Будучи введенным на карьере, автомобильно-конвейерный транспорт остается основным видом транспорта до конца эксплуатации месторождения.

Наиболее эффективно автомобильно-конвейерный транспорт может применяться на нагорных карьерах при использовании кон-

вейеров, работающих с рекуперацией электроэнергии в сеть, и вертикальных подземных выработок для перепуска горной массы. Однако в последнем случае (несмотря на малые эксплуатационные расходы) требуются значительные капитальные затраты на сооружение стволов, рудоспусков и др.

Наряду с высокими технико-экономическими показателями, при автомобильно-конвейерном транспорте улучшаются санитарно-гигиенические условия труда, снижается загазованность и запыленность воздуха, повышается безопасность работ и культура производства.

Комбинация автомобильно-конвейерного транспорта в последние годы получает широкое применение на зарубежных рудных карьерах и имеет большую перспективу для использования в СССР. Автомобильно-конвейерный транспорт закладывается в основу цикличноточной технологии, на которую в ближайшее время должно перейти большинство рудных карьеров страны. Применение комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта наиболее целесообразно в следующих случаях:

при больших объемах горных работ и достижении значительной глубины разработки, увеличении расстояния перемещения внутрикарьерным автомобильным транспортом, трудности размещения конвейерных линий на нижних горизонтах;

при сложном залегании полезного ископаемого, неоднородном его составе и неровной его почве, ограниченной длине разрабатываемых криволинейных забоев, что вынуждает применять высокоманевренный транспорт;

при крепких породах и рудах, требующих дробления или отделения негабаритных кусков перед последующей переработкой;

при большой длине транспортирования на поверхности, отличающейся сложной гипсометрией, и необходимости преодоления значительных по высоте препятствий (сооружений), затрудняющих использование автомобильного транспорта.

Основными преимуществами комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта являются следующие:

возможность перемещения горной массы из карьера на поверхность под бо́льшими уклонами, чем при автомобильном и железнодорожном транспорте, что сокращает расстояние транспортирования;

уменьшение разноса бортов карьера и траншей, что сокращает объемы горных работ;

возможность применения циклично-поточной и поточной технологии, обеспечивающей наиболее высокую производительность выемочных и транспортных средств;

сокращение расстояния перемещения горной массы автотранспортом, уменьшение количества автосамосвалов, сокращение простоев экскаваторов в ожидании автосамосвалов;

свободное маневрирование автосамосвалов в забоях благодаря отсутствию переносных транспортных коммуникаций;

сокращение сроков подготовки новых горизонтов, проходки траншей и перемещения перегрузочных и дробильных узлов на нижние горизонты;

возможность переноса конвейерного подъемника без больших дополнительных затрат;

сокращение затрат на строительство гаражей, ремонтных мастерских и др.

К недостаткам автомобильно-конвейерного транспорта относятся:

сложность разработки неоднородных по составу полезных ископаемых и трудность транспортирования их нескольких сортов;

необходимость грохочения или дробления крупнокусковых скальных пород перед поступлением их на конвейеры;

при отсутствии резервной линии конвейеров остановка одного из конвейеров в цепи влечет простой всего горнотранспортного комплекса.

К недостаткам автомобильно-конвейерного транспорта относится также необходимость устройства перегрузочных пунктов.

К о м б и н а ц и я а в т о м о б и л ь н о г о т р а н с п о р т а и с к и п о в о г о п о д ъ е м а. Угол наклона скипового подъемника обычно соответствует углу наклона борта и может достигать 45° и более. Для перемещения горной массы к скиповому подъемнику применяется автомобильный транспорт. Транспорт скальной горной массы обычно осуществляется автосамосвалами с задней разгрузкой. Применявшиеся ранее полуприцепы с боковой разгрузкой теперь не используются. Автомобильные дороги обычно имеют небольшие уклоны (10—20‰) и только короткие съезды, связывающие уступы, имеют уклоны до 80—120‰.

Автомобильные дороги носят временный характер и не имеют специальных покрытий. В связи с ограниченными размерами карьеров в плане расстояние транспортирования обычно не превышает 0,6—0,8 км. Разгрузка автосамосвалов производится непосредственно в скип, реже в бункер-дозатор. Для этого у подошвы карьера устраивается разгрузочная платформа. Наиболее часто устраивается одна платформа для двух-трех одновременно отрабатываемых горизонтов. При переносе приемной площадки на новый горизонт все подготовительные работы ведут независимо от работы подъема и только для удлинения каната и рельсового пути работы приостанавливаются.

Скиповая подъемная установка включает подъемную машину, устанавливаемую на борту карьера, и наклонные рельсовые пути, укладываемые по откосу борта на шпалах. Разгрузка скипов производится в специальные бункера на поверхности. Транспортирование горной массы на поверхности обычно производится железнодорожным или автомобильным транспортом. Применение комбинации автомобильного транспорта и скипового подъема наиболее эффективно при глубине разработки более 100—150 м, когда размеры карьерного поля в плане (нередко) лишь в 2—3 раза больше, чем глубина разработки. Эффективность использования скипо-

вого подъема растет с увеличением глубины разработки и уменьшением размеров карьера в плане.

Однако перемещение горной массы автомобильно-скиповым транспортом обычно проектируется для глубины разработки не более 350—400 м. При бо́льшей глубине разработки применяется автомобильно-конвейерный транспорт или чаще подземный способ разработки, так как с понижением горных работ до этой глубины производительность скипов (при той же их грузоподъемности) значительно снижается.

Применение автомобильно-скипового транспорта наиболее целесообразно:

при разработке наклонных и крутых месторождений с ограниченными размерами в плане, уменьшающимися с глубиной (месторождения характеризуются большим коэффициентом вскрыши);

при наличии скальных вмещающих пород, позволяющих расположить наклонные пути для подъема скипов под большим углом наклона, приближающимся к углу погашения борта карьера;

при разработке карьеров значительной глубины, где применение автомобильного транспорта нецелесообразно из-за большой длины транспортирования горной массы со дна карьера до поверхности;

при транспортировании скальной горной массы, представленной большими кусками, дробление которых на карьере вызывает значительные затруднения из-за громоздкости и частых переносов дробильных устройств.

Преимуществами комбинированного автомобильно-скипового транспорта являются:

возможность применения больших углов наклона и, как следствие, сокращение до минимума капитальных работ по устройству траншей;

возможность подъема крупнокусковой горной массы без предварительного дробления;

простота конструкции и возможность полной автоматизации подъема, обеспечивающей небольшое количество обслуживающего персонала;

надежность работы в любых климатических условиях;

возможность раздельного подъема скипами вскрышных пород и полезного ископаемого и обслуживания нескольких рабочих горизонтов;

значительное сокращение парка автосамосвалов и благодаря этому улучшение внутрикарьерной атмосферы, что особенно важно при отработке глубоких горизонтов;

сравнительно невысокий коэффициент тары скипов и малое сопротивление движению, что делает их экономичными с точки зрения расхода электроэнергии;

небольшие объемы горно-капитальных работ по устройству трассы подъемника;

сравнительно простое обслуживание и несложный ремонт.

В системе подъемника имеется лишь несколько быстро изнашивающихся узлов, следовательно, требуется мало запасных частей и деталей.

Таблица 5

Вид транспорта	Условия приема			
	Транспортируемая горная масса	Горно-геологические условия	Горнотехнические условия	Климатические условия
Автомобильно-железнодорожный	Руды, нерудные ископаемые, уголь; мягкие, полускальные и скальные породы любой крепости и кусковатости	Месторождения со сложными условиями залегания (залежи крупных размеров, пластовые залежи; неравномерный качественный состав полезного ископаемого)	Карьеры с большими размерами в плане, значительно уменьшающимися с глубиной, с быстрым подвиганием фронта горных работ и интенсивной углубкой, с широкими рабочими площадками для устройства перегрузочных пунктов (складов)	Климат различный (желательно с меньшим количеством осадков)
Автомобильно-конвейерный	Преимущественно руды и нерудные ископаемые; полускальные, реже крепкие скальные хорошо дробящиеся породы	Месторождения со сложной конфигурацией залежей и несогласным их залеганием; полезное ископаемое однородного состава	Карьеры с большими и ограниченными размерами в плане, небольшим объемом пустых пород на нижних горизонтах, со стесненными условиями для развития транспортных коммуникаций	Климат желательно мягкий и сухой
Автомобильно-скиповой	В основном крепкие руды; скальные породы крупной кусковатости	Крутопадающие залежи, вмещающие породы крепкие и устойчивые крупноблочного строения	Преимущественно узкие карьеры со значительной длиной и глубиной, с крутыми бортами и наличием отработанного одного из бортов (в верхней части)	Климат любой

Продолжение табл. 5

Вид транспорта	Условия применения					
	Тип карьера	Грузопоток, млн. т/год	Глубина карьера, м	Расстояние транспортирования, км	Уклон трассы, ‰	Прочие
Автомобильно-железнодорожный	Карьеры глубинного и нагорного типа	30—50	До 200—250	До 1,2—1,5 (редко более)	80—100 (автодороги); 20—80 (железнодорожные пути)	При большой протяженности железнодорожных путей внутри карьера и на поверхности
Автомобильно-конвейерный	Карьеры глубинного типа (реже нагорного)	50—80	От 80—150 до 600—700 и более	До 0,8—1 (редко более)	80—100 (автодороги); угол наклона конвейеров 16—18° (на подъем) и 14—15° (на спуск)	При необходимости подачи горной массы потребителю непрерывным потоком; в случае исключения на обогатительной установке первичного дробления; при пересеченном рельефе поверхности
Автомобильно-скиповой	Карьеры глубинного типа	10—15	От 100—120 до 350—400 (редко более)	0,6—0,8	80—100 (автодороги); угол наклона трассы скипового подъемника 40—45°	При расположении дробильно-обогатительных установок на поверхности рядом с приемными бункерами

Применение скиповых подъемников в указанных выше условиях позволяет значительно снизить себестоимость транспортирования по сравнению с железнодорожным и автомобильным транспортом.

Недостатками автомобильно-скипового транспорта являются необходимость устройства перегрузочных пунктов не только на карьере, но и на поверхности, затруднительность организации подъема горной массы с нескольких горизонтов, трудность углубки траншей и подготовки новых горизонтов, необходимость переподъема скипов для разгрузки в бункер или железнодорожные вагоны, сравнительно высокие капитальные затраты, значительное время, необходимое для строительства и монтажа подъемника, необходимость устройства специальных автомобильных съездов или вспомогательной клетевой установки для перевозки людей и оборудования. Расположение отвалов на одном борту карьера, а обогатительной установки на другом вызывает необходимость постройки двух скиповых установок. Серьезным недостатком скипового подъема является также высокая стоимость приемных бункеров на поверхности.

Производительность автомобильно-скипового транспорта при той же производительности обслуживающих его автосамосвалов значительно ниже производительности автомобильно-конвейерного транспорта (при той же производительности автосамосвалов). При повышенной производительности требуется скиповых подъемников в 2—3 раза больше, чем конвейерных, что сильно затрудняет ведение горных работ. Наиболее характерные условия применения рассмотренных основных видов комбинированного транспорта приведены в табл. 5.

§ 4. Выбор и оценка комбинированного транспорта

Современные методы выбора и оценки карьерного транспорта основаны на методе сравнения вариантов. Используя современные достижения горной науки и практики, экономики и математики на базе применения ЭВМ и экономико-математического моделирования представляется возможным объективно выбрать рациональный вид карьерного транспорта для конкретного месторождения с учетом динамики его развития. Различные варианты карьерного транспорта сравниваются по себестоимости транспортирования и удельным капитальным затратам в данный вид карьерного транспорта или в комбинацию нескольких его видов. При этом наиболее рациональный вид транспорта выбирается не в результате сравнения капитальных и эксплуатационных затрат на расчетный год, а за некоторый период времени, называемый периодом оптимизации. Это обусловлено тем, что изменение показателей работы транспортного оборудования и смежного с ним оборудования по мере развития горных работ неодинаково для разных видов транспорта.

Технико-экономические показатели возможных к применению вариантов транспорта рассчитываются с помощью специально разработанных для основных видов транспорта алгоритмов и укрупненных стоимостных показателей. Выбор рационального вида и оптимальной совокупности параметров комбинированного транспорта осуществляется поэтапно по разработанным алгоритмам на ЭВМ или вручную. На каждом этапе учитывается определенная группа факторов.

К первой группе относятся факторы, связанные с учетом горно-технических, геологических, геоморфологических условий и других специфических особенностей разработки месторождения. Характерной особенностью этой группы факторов является их независимость от рассматриваемых видов транспорта.

Ко второй группе относятся факторы, связанные с учетом технической вооруженности, эксплуатационных параметров оборудования, а также перспектив технического прогресса отдельных видов транспорта.

К третьей группе относятся факторы, связанные с технико-экономической оценкой сравнительной эффективности вариантов.

Задача на завершающем этапе состоит в том, чтобы правильно осуществить сопоставление по вариантам. Основными критериями оценки сравнительной эффективности вариантов являются минимум приведенных затрат или максимум прибыли за период сопоставления (оптимизации) вариантов. Ввиду вероятностного характера транспортного процесса на карьере второй критерий оценки вариантов (максимум прибыли), как правило, удобнее применять при определении момента реконструкции и выбора новой технологической схемы комбинированного транспорта.

Общий вид критерия минимума приведенных затрат за период сопоставления можно представить выражением

$$\frac{1}{T_1}\sum_{t_0\,i}^{T} C_{it} + E_{\text{н}}\sum_{t}^{T} K_{it} \to \min, \qquad (1)$$

где C_{it} — приведенные эксплуатационные затраты по i-му варианту за период $T_1 = T - t_{0i}$; t_{0i} — год освоения проектной мощности по i-му варианту; K_{it} — приведенные капитальные затраты по i-му варианту; T — последний год периода оптимизации; $E_{\text{н}}$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,12.

Приведение эксплуатационных и капитальных затрат t-го года периода сопоставления к текущему моменту оценки осуществляется путем их деления на коэффициент приведения $K_{\text{п}}$, а к будущему моменту оценки — путем их умножения на этот коэффициент, равный

$$K_{\text{п}} = (1 + E_{\text{нп}})^t, \qquad (2)$$

где $E_{\text{нп}}$ — нормативный коэффициент эффективности для приведения разновременных затрат к моменту оценки, равный 0,08; t — число лет между моментом осуществления вложений и моментом, к которому они приводятся.

Годовые эксплуатационные затраты обычно принимают как среднюю их величину за ряд лет эксплуатации, начиная с t_0-го момента освоения проектной мощности предприятия. Различие в сроках строительства карьера по сравниваемым вариантам учитывается путем вычитания из капитальных затрат в вариантах с меньшим сроком строительства единовременного эффекта.

Различие вариантов по всем другим признакам (количество продукции, ее качество и др.) учитывается приведением вариантов в сопоставимый вид путем уравнивания эффекта.

Порядок выбора видов карьерного транспорта при проектировании следующий. Вначале на основе норм технологического проектирования и методов исследования режима горных работ прорабатываются вопросы горной части. Затем производится выбор оптимальных параметров для каждого из рассматриваемых видов транспорта или их комбинаций и расчет величины капитальных и эксплуатационных затрат для всех или нескольких (наиболее характерных) лет периода оптимизации. Каждый параметр выражается количественно. Для основных видов транспорта и основных их комбинаций существуют специальные алгоритмы, позволяющие получить все показатели вариантов на основании вводимых исходных данных.

При расчете оптимальной совокупности параметров транспорта на ЭВМ все исходные данные представляются в виде таблиц, где даны численные значения всех параметров, соответствующих конкретным условиям, а также приведены пределы и шаг изменения переменных величин. В качестве критерия оценки сравнительной эффективности вариантов на этом этапе в алгоритмах используется минимум приведенных затрат. В процессе расчета преследуется цель использовать выявленные закономерности изменения эксплуатационных показателей работы погрузочного и транспортного оборудования в динамике карьера.

При сравнении вариантов карьерного транспорта необходимо учесть технический прогресс в развитии сравниваемых видов транспорта за период оптимизации.

Расчеты обычно выполняются для каждого года периода оптимизации, а в случае возможности графической интерполяции затрат допускается производить расчеты только для года сдачи карьера в эксплуатацию, года освоения карьером проектной мощности и последнего года периода оптимизации.

Период оптимизации зависит от производительности и срока проектирования карьера, строительства и освоения его проектной мощности. Для вновь строящихся карьеров с годовой производительностью по горной массе более 40 млн. т продолжительность периода оптимизации принимается равной 15—20 годам, с меньшей производительностью — 10—15 годам; для реконструируемых карьеров — соответственно 7—10 и 5—7 лет.

Принятие в качестве критерия минимума суммы текущих и капитальных затрат, приведенных к одинаковой размерности в соответствии с действующим нормативным коэффициентом ($E_н = 0{,}12$),

объясняется его объективностью и возможностью сопоставления разнородных факторов (деньги и время, деньги и технический прогресс).

При расчетах учитывается сопоставимость затрат и эффекта сравниваемых вариантов по следующим факторам:

кругу предприятий и отраслей производства;

времени затрат и получения эффекта;

ценам, принятым для выражения затрат и эффекта;

характеру затрат и эффекта с точки зрения простого и расширенного воспроизводства;

кругу затрат, входящих в объем капиталовложений;

методам исчисления стоимостных показателей, используемых для расчетов эффективности и др.

Все сравниваемые варианты приводятся в сопоставимый вид по всем признакам (объему продукции, ее качеству, номенклатуре, срокам строительства и освоения проектной мощности и др.), кроме признака, эффективность которого определяется.

Для учета единовременной экономии затрат $Э_i$ от досрочного ввода карьера в эксплуатацию при данном виде транспорта может быть использована формула

$$Э_i = E_н K_i' t_д, \tag{3}$$

где $t_д$ — период досрочного ввода карьера в эксплуатацию, годы; K_i' — капитальные затраты к моменту ввода карьера в эксплуатацию.

Экономия затрат, полученная от досрочного ввода карьера в эксплуатацию, вычитается из капитальных затрат соответствующего года (обычно год сдачи карьера в эксплуатацию).

При значительном различии величины капитальных затрат по вариантам для определения экономии от досрочного ввода карьера в эксплуатацию целесообразно учитывать лаг (сдвиг во времени между осуществлением капитальных затрат и получением экономии), который для условий горнодобывающей промышленности может быть принят равным 3 годам, т. е.

$$Э_{t_{t+3}} = K_{t_t} E_н (t_{в\max} - t_{в_i}), \tag{4}$$

где $t_{в_i}$ и $t_{в\max}$ — годы ввода в эксплуатацию соответственно по i-му варианту и по варианту с максимальной продолжительностью строительства.

Весьма важным является обеспечение сопоставимости вариантов по качеству получаемой товарной продукции в натуральном выражении. По всем вариантам для каждого года определяется компенсирующая добыча полезного ископаемого и необходимые дополнительные капитальные и эксплуатационные затраты. К каждому варианту добавляются соответствующие дополнительные затраты. Качество полезного ископаемого определяется получаемым дополнительным доходом при различных схемах комбинированного транспорта (колебания качества, равномерность поступления полезного ископаемого потребителю и др.). Дополнительный доход вычитается

из сумм годовых издержек соответствующих вариантов и лет эксплуатации.

При выборе комбинированного вида транспорта для реконструируемых карьеров желательно принять в качестве критерия сравнения прибыль предприятия. При этом ограничения на возможные сочетания погрузочно-транспортного оборудования должны быть более жесткими. Кроме того, сопоставляются закономерности изменения за 5—7 лет капитальных и эксплуатационных затрат для применяемого на карьере вида транспорта с аналогичными показателями вариантов намечаемого комбинированного транспорта. В качестве возможных вариантов реконструкции карьерного транспорта, заключающейся в вводе дополнительного вида транспорта или новой комбинации, принимают не только полную или частичную замену одного вида транспорта другим, но и осуществление дополнительных капитальных затрат на обновление основных производственных фондов (особенно их активной части) с целью значительного улучшения технико-экономических показателей действующего вида транспорта.

При этом производится оценка основных производственных фондов с целью учета их состояния для сопоставления с вновь осуществленными капитальными затратами, а также для правильного учета возвратных сумм от ликвидации или передачи другому предприятию.

Целесообразность осуществления дополнительных капитальных затрат определяется неравенством

$$\frac{K_к}{C_1 - C_2} \leqslant T_0, \qquad (5)$$

где $K_к$ — удельные капитальные затраты на реконструкцию; C_1 и C_2 — себестоимость разработки 1 т горной массы соответственно до и после реконструкции; T_0 — нормативный срок окупаемости капитальных затрат.

По мере понижения горных работ трудоемкость разработки значительно увеличивается, поэтому для снижения себестоимости или сохранения добычи полезного ископаемого на прежнем уровне, как правило, необходимы дополнительные капитальные затраты и, в частности, в принятый вид комбинированного транспорта. Второй основной причиной реконструкции транспорта является расширенное воспроизводство (увеличение мощности карьера).

ГЛАВА II

ОСОБЕННОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРЕ ПРИ КОМБИНИРОВАННОМ ТРАНСПОРТЕ

§ 1. Подготовительные работы на карьере при переходе на комбинированный транспорт

Отечественный и зарубежный опыт разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом свидетельствует о том, что переход на комбинированный транспорт на карьерах осуществляется в период, когда ухудшаются технико-экономические показатели действующего вида транспорта или сдерживается дальнейшее развитие горных работ. При разработке месторождений, залегающих на большой глубине, в ряде случаев применение комбинированного транспорта становится целесообразным в начале эксплуатации месторождения. В последнем случае все необходимые капитальные горные выработки и транспортные коммуникации сооружаются в процессе строительства карьера.

Переход же на комбинированный транспорт на действующих карьерах связан с выполнением дополнительных горно-капитальных работ, т. е. с реконструкцией карьера, требующей соответствующих материальных затрат. В табл. 6 приведен объем горно-капитальных работ, выполненных при переходе на автомобильно-железнодорожный транспорт на карьере № 1 Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината.

Осуществление перехода на новый вид транспорта на карьере связано с обоснованием необходимости перехода, выбором момента начала и определением продолжительности периода перехода, определением необходимого объема горно-капитальных работ и параметров системы разработки в период перехода, разработкой проекта организации работ по реконструкции карьера с указанием срока и методов их выполнения. Сложность решения этих задач в значительной степени определяется тем, соответствует ли положение горных работ к моменту реконструкции требованиям нормальной эксплуатации нового вида комбинированного транспорта, сохраняется ли действующий на карьере вид (виды) транспорта и входит ли он (они) в новый вид комбинированного транспорта, требуется ли введение нового для карьера вида транспорта или комбинированный вид транспорта создается из числа действующих на карьере независимо друг от друга видов транспорта. В табл. 7 приведены основные причины, вызывающие необходимость перехода на другие виды транспорта.

Таблица

Горизонт, м	Объем горно-капитальных работ, тыс. м³			
	всего горной массы	в том числе		
		руды	скальной вскрыши	рыхлой вскрыши
+70	32,0	—	—	32,0
+60	110,0	—	—	110,0
+50	120,0	—	120,0	—
+35	246,0	78,0	168,0	—
+20	216,0	42,0	174,0	—
+5	60,0	—	60,0	—
Итого . . .	784,0	120,0	522,0	142,0

Переход от железнодорожного транспорта к комбинированному автомобильно-железнодорожному практически неизбежен на всех карьерах с железнодорожным транспортом и значительной (более 200—250 м) глубиной разработки. Даже в тех случаях, когда предполагается применение на карьере автомобильно-конвейерного транспорта, в переходный период возможно использование автомобильно-железнодорожного транспорта. Весьма характерным для рассматриваемой

Таблица 7

Факторы, вызывающие необходимость перехода на другие виды транспорта			
независимые от транспорта		зависимые от транспорта	
Изменение горно-технических условий разработки месторождения	Совершенствование техники и технологии смежных процессов	Ухудшение показателей применяемого на карьере вида транспорта	Технический прогресс в создании новых средств транспорта
Расширение границ разработки; увеличение глубины карьера и дальности транспортирования; уменьшение рабочей зоны карьера; увеличение производственной мощности карьера	Изменение системы разработки, технологии усреднения и переработки полезного ископаемого; замена погрузочного и дробильно-обогатительного оборудования	Увеличение себестоимости транспортирования; уменьшение производительности погрузочного и транспортного оборудования; недостаточная пропускная способность; низкая производительность труда	Создание новых высокопроизводительных транспортных средств; необходимость повышения надежности технологической схемы; создание более благоприятных условий на карьере

схемы является опыт замены железнодорожного транспорта автомобильным на карьере Бингхем (Англия), где для перехода с железнодорожного на автомобильный транспорт потребовалось провести две траншеи на восточном борту карьера. При этом было вынуто 0,48 млн. м³ породы. Постепенно сверху вниз на верхних горизонтах было удалено 128 км железнодорожных путей и контактной сети. Для обеспечения безопасности и удобства работы все уступы были приняты одинаковой высоты (12,2 м). Увеличение производительности карьера потребовало замены экскаваторного парка (вместо экскаваторов с ковшом емкостью 3,823 м³ были применены экскаваторы с ковшом емкостью 9,168 и 11,46 м³). Переход на автотранспорт потребовал строительства новых мастерских для обслуживания и ремонта автосамосвалов.

В начальный период перехода на новый вид транспорта в нижней зоне карьера были созданы дополнительные экскаваторные забои. Для эксплуатации нового оборудования было организовано обучение рабочих и привлечены дополнительные квалифицированные рабочие.

На отечественных карьерах переход от железнодорожного транспорта на автомобильно-железнодорожный осуществляется следующим образом. На рабочих горизонтах, где уже имеются железнодорожные пути, автомобильный транспорт вводить, как правило, нецелесообразно. Применение автомобильного транспорта начинается с проходки съезда и разрезной траншеи на вскрываемом горизонте. Для организации перегрузочного пункта на карьере производится уширение рабочей площадки на одном из вышележащих горизонтов, которое осуществляется или в период подготовки к переходу на автомобильно-железнодорожный транспорт, или в процессе перехода. При этом перегрузка горной массы временно осуществляется в забое ближайших экскаваторов, работающих на железнодорожный транспорт. Последовательность перехода на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт показана на рис. 1. В отдельных случаях вместо экскаваторного перегрузочного пункта может быть эстакадный или бункерный перегрузочный пункт, а развитие горных работ — двусторонним и др. Однако во всех случаях необходим некоторый дополнительный разнос борта или оставление временного целика для размещения перегрузочного пункта, а также для устройства автомобильного съезда. При дальнейшем понижении горных работ перегрузочный пункт может быть перенесен на нижележащий горизонт, что позволит отработать временный целик.

Таким образом, для перехода от железнодорожного к автомобильно-железнодорожному транспорту необходимо осуществить проходку въездной траншеи и сооружение автодорог, разнос борта с целью уширения рабочей площадки для размещения перегрузочного пункта и сооружение перегрузочного пункта (экскаваторного, эстакадного, бункерного) для перегрузки горной массы из автосамосвалов в думпкары.

При переходе от железнодорожного к автомобильно-конвейерному транспорту мероприятия, связанные с применением автосамосвалов, в значительной степени аналогичны мероприятиям при переходе на автомобильно-железнодорожный транспорт. Конвейерные подъемники возможно размещать в открытой траншее, расположенной на нерабочем борту карьера, и в наклонном стволе. В первом случае производство подго-

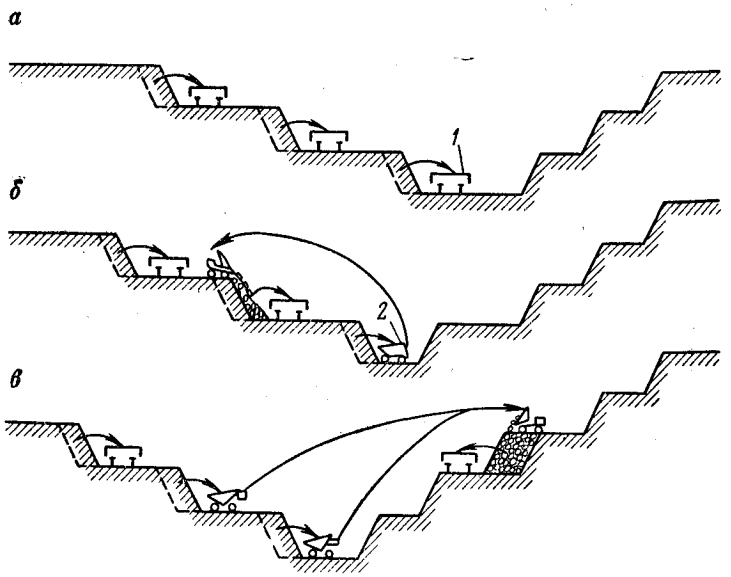


Рис. 1. Схема перехода с железнодорожного на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт:

а — начало перехода; *б* — устройство временного перегрузочного пункта (на ближайшем рабочем горизонте); *в* — устройство постоянного перегрузочного пункта (на нерабочем борту карьера); *1* — локомотивосостав; *2* — автосамосвал

товительных работ в карьере сводится к проходке наклонной траншеи по борту карьера сверху вниз с использованием бульдозеров, экскаваторов и автотранспорта. В случае, когда борт карьера к моменту начала перехода на автомобильно-конвейерный транспорт находится в рабочем положении, проходку траншеи целесообразно совместить с разносом борта в предельное положение. По мере подхода рабочих уступов к предельному контуру на каждом из них обуривается та его часть, где предстоит проложить конвейерный подъемник. Наличие на рабочем уступе площадки достаточных размеров позволяет организовать выемку горной массы экскаватором в сочетании с бульдозером, а ее транспортирование — автосамосвалами или железнодорожным транспортом. К моменту подхода борта к предельному положению траншея под конвейерный подъемник будет готова. В случае необходимости устройства на том же

борту железнодорожных путей, автодорог и др. они могут быть сооружены после проходки траншеи. Пересечение трассы конвейерного подъемника с другими транспортными коммуникациями осуществляется с помощью путепроводов, мостов, галерей и др.

В случае, когда борт карьера к моменту начала перехода на автомобильно-конвейерный транспорт находится в предельном или временно законсервированном положении и на нем расположены важные транспортные коммуникации (железнодорожные станции, разъезды, главные откаточные пути и др.), сооружение конвейерного подъемника в открытой траншее чрезвычайно затруднено. Более целесообразным в этом случае является сооружение конвейерного подъемника в наклонном стволе, что позволяет обеспечить практически полную независимость работы карьера от подготовки к переходу на комбинированный транспорт. В отдельных случаях основную часть конвейерного подъемника возможно располагать в открытой траншее, а в местах пересечения с транспортными коммуникациями — проходить наклонный ствол. В частности, такое решение принято в проекте реконструкции Оленегорского карьера.

§ 2. Осуществление перехода на комбинированный транспорт на различных этапах развития карьера

Изучение закономерностей формирования рабочей зоны карьеров показывает, что горнотехнические условия разработки месторождения и транспортирования горной массы непрерывно меняются, в связи с чем необходимо периодическое совершенствование действующей схемы транспорта. Границы же рационального применения различных видов транспорта имеют сложное пространственное расположение и зависят от размеров карьера в плане, глубины отработки месторождения, темпа понижения горных работ и расстояния транспортирования. Учет совокупности действия указанных факторов позволяет устанавливать экономические показатели и находить рациональный момент перехода на комбинированный вид транспорта на различных этапах развития карьера.

Размеры карьера в плане оказывают влияние на два основных параметра транспортных систем разработки: на фронт горных работ и схему вскрытия глубоких горизонтов карьера. При использовании на карьере с ограниченными размерами в плане железнодорожного транспорта по мере отработки месторождения и достижения верхним уступом предельного контура активный фронт горных работ начинает сокращаться, что вызывает необходимость перехода на автомобильный транспорт, так как при железнодорожном транспорте необходимая длина фронта работ на один экскаватор составляет 800—1000 м, а общее число экскаваторов на одном рабочем уступе не должно превышать 2—3. В то же время наличие в карьере и на поверхности железнодорожного транспорта, а также значительные расстояния транспортирования горной массы непосредственно от забоев до фабрик и отвалов на поверхности делают невозможным

полную замену железнодорожного транспорта автомобильным. В этих условиях независимо от общей эффективности действующего на карьере железнодорожного транспорта необходимость перехода на нижних горизонтах к комбинированному автомобильно-железнодорожному транспорту определяется исходя из производительности карьера по полезному ископаемому.

Производительность $Q_к$ карьера по полезному ископаемому ограничена суммарной производительностью $Q_э$ добычных экскаваторов, т. е.

$$Q_к \leqslant \sum_{i=1}^{n} Q_{эi}. \tag{6}$$

В свою очередь,

$$\sum_{i=1}^{n} Q_{эi} = Q_{э_1} + Q_{э_2} + \ldots + Q_{эi} + \ldots + Q_{эn}, \tag{7}$$

$$n = \frac{\sum_{j=1}^{m} L_{фj}}{L_б}, \tag{8}$$

где $L_{фj}$ — длина фронта работ по полезному ископаемому на j-м горизонте, м; $L_б$ — длина экскаваторного блока при соответствующем виде транспорта, м; $Q_{эi}$ — годовая производительность i-го экскаватора, тыс. т; n — общее число добычных экскаваторов.

Учитывая, что минимально необходимая длина экскаваторного блока при автомобильном транспорте в 2—2,5 раза меньше, чем при железнодорожном, соответственно большей может быть и производительность карьера по полезному ископаемому при автомобильном внутрикарьерном транспорте.

С увеличением глубины карьера растут дальность транспортирования и доля участков трассы с руководящим уклоном в общей длине транспортирования. Если учесть, что на каждый из применяемых на карьерах видов транспорта влияние дальности транспортирования и высоты подъема горной массы проявляется неодинаково, то станет понятной необходимость перехода в карьере по мере роста его глубины на новый, как правило, комбинированный вид транспорта.

Зависимости себестоимости C транспортирования 1 т горной массы от высоты подъема и дальности транспортирования для Сарбайского карьера имеют вид:

при железнодорожном транспорте

$$C_ж = 0{,}14H + 0{,}00025L - 1{,}8, \text{ коп.}, \tag{9}$$

при автомобильном транспорте

$$C_а = 0{,}08H + 0{,}003L + 2{,}6, \text{ коп.}, \tag{10}$$

где H и L — соответственно высота подъема и дальность транспортирования, м.

Аналогичные зависимости установлены для автомобильного транспорта Гайского и Учалинского карьеров. Как видно из формул (9) и (10), изменение величины L влияет на себестоимость транспортирования при автомобильном транспорте примерно в 10 раз больше, чем при железнодорожном транспорте.

Для обеспечения заданной производительности карьера в зависимости от размеров залежи в плане необходимо поддерживать определенный темп понижения горных работ. Практикой отечественных карьеров установлено, что при железнодорожном транспорте устойчивый темп понижения горных работ не превышает 5—7 м в год (редко до 10 м), в то время как при автомобильном транспорте он может достигать 15—20 м в год и более. Поэтому показатель понижения горных работ может также выступать на нижних горизонтах карьера в качестве критерия при определении необходимости перехода на комбинированный вид транспорта. Для определения темпа углубки $h_г$ карьера может быть рекомендована формула

$$h_г \leqslant \frac{Q_0}{\frac{1}{K_1}\left[\frac{h}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3\operatorname{tg}\alpha}\right) + L_б(b + h\operatorname{ctg}\alpha)\right] + \frac{L_б a}{K_2} + \underline{\quad} + \frac{1}{2}L_б[2(B + h\operatorname{ctg}\alpha) - a]}, \tag{11}$$

где Q_0 — производительность экскаватора при отработке уступа, м³/год; h — высота уступа, м; i — уклон въездной траншеи, %; K_1, K_2 — коэффициент, учитывающий снижение производительности экскаватора соответственно при проходке траншеи и при ее разносе; b — ширина траншеи понизу, м; α — угол откоса уступа, градусы; B — ширина рабочей площадки, м; a — ширина разноса траншеи, обеспечивающая возможность вскрытия нижележащего горизонта, м.

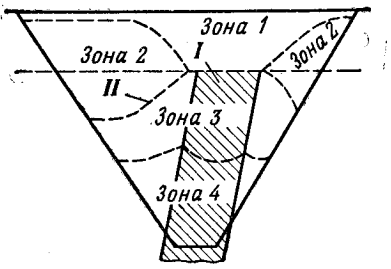


Рис. 2. Схема формирования зон рационального применения различных видов транспорта на карьере:

зона *1*, *2*, *3*, *4* — соответственно для автомобильного, железнодорожного, автомобильно-железнодорожного, автомобильно-конвейерного транспорта; *I* — полезное ископаемое, *II* — границы перехода на новые виды транспорта

Основным критерием определения рациональной области применения различных видов транспорта является себестоимость разработки 1 т горной массы. И если все перечисленные выше факторы влияют на характер формирования границ перехода от одних видов транспорта к другим, то себестоимость совершенно точно определяет положение этих границ в рабочем пространстве карьера. Совокупное воздействие всех рассмотренных выше факторов приводит к тому, что для различных групп месторождений полезных ископаемых характерна своя определенная закономерность в расположении границ перехода к комбинированному транспорту (рис. 2, 3, 4).

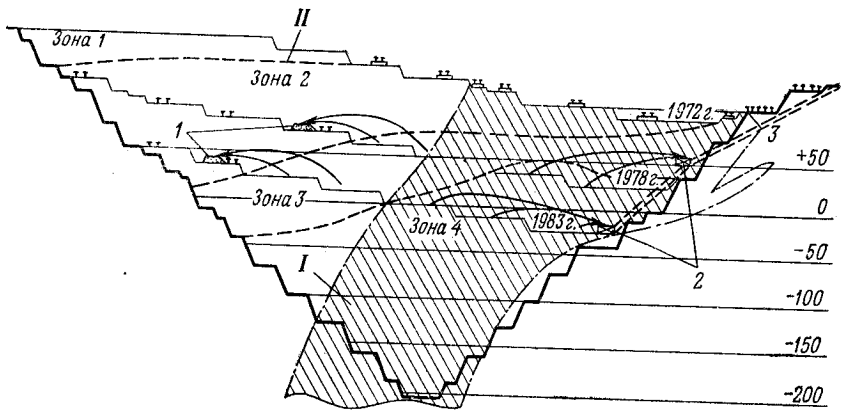


Рис. 3. Зоны рационального применения автомобильного (зона *1*), железнодорожного (зона *2*), автомобильно-железнодорожного (зона *3*) и автомобильно-конвейерного (зона *4*) транспорта на Оленегорском железорудном карьере:

I — полезное ископаемое; *II* — границы перехода на новые виды транспорта; *1*, *2* — перегрузочный пункт при автомобильно-железнодорожном и автомобильно-конвейерном транспорте соответственно; *3* — ленточный конвейер

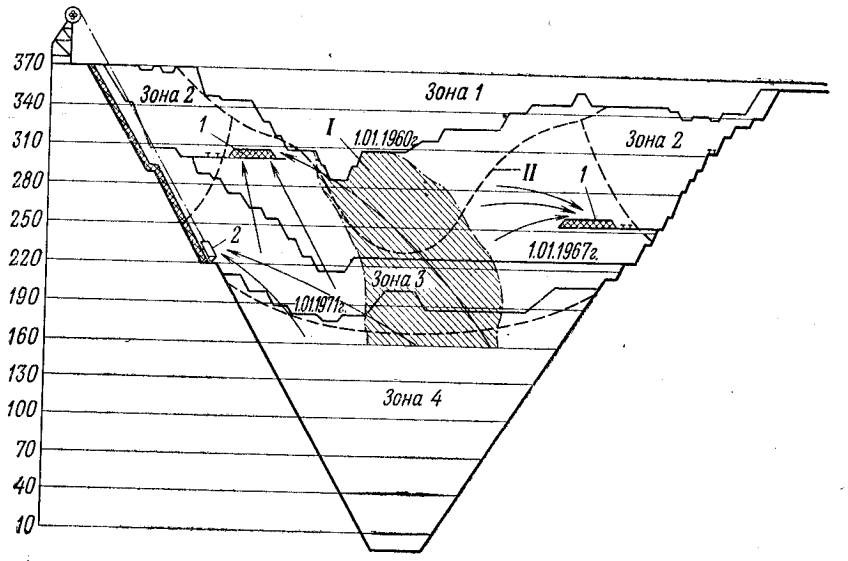


Рис. 4. Зоны рационального применения автомобильного (зона *1*), железнодорожного (зона *2*), автомобильно-железнодорожного (зона *3*) и автомобильно-скипового (зона *4*) транспорта на Сибайском меднорудном карьере:

1 — перегрузочный пункт; *2* — скип; *I* — полезное ископаемое; *II* — границы перехода на новые виды транспорта

Основной принцип формирования границ перехода от одного вида транспорта к другому состоит в следующем. Центральная часть месторождения на глубину залегания толщи покрывающих пород отрабатывается на автотранспорт (см. рис. 2, зона *1*), который обеспечивает высокий темп понижения горных работ и позволяет сократить сроки строительства карьера. По мере разноса бортов и создании достаточного фронта работ с целью увеличения производительности карьера и сокращения себестоимости разработки осуществляется переход на железнодорожный транспорт (зона *2*). В некоторых случаях часть рыхлых пород покровной толщи в зоне *2* может отрабатываться роторными экскаваторами на конвейерный транспорт, в редких случаях применяется гидротранспорт. Начиная от кровли рудного тела, центральная часть месторождения отрабатывается на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт (зона *3*), так как транспортирование автосамосвалами из-за большой глубины (100—150 м) и значительного расстояния транспортирования (2—3 км) экономически невыгодно, а непосредственная разработка на железнодорожный транспорт невозможна из-за недостаточного темпа понижения горных работ. Переход в этой зоне сразу на автомобильно-конвейерный транспорт затруднен из-за отсутствия нерабочего борта, достигшего предельного положения. По мере увеличения глубины карьера, сокращения размеров рабочей зоны и подхода верхних уступов к предельному положению создаются условия для перехода на автомобильно-конвейерный транспорт (зона *4*).

Таким образом, когда подошва карьера достигает определенной глубины, при которой необходим переход на новый вид транспорта (более производительный и экономичный), вышележащие уступы еще не достигли предельного положения. Поэтому при дальнейшем развитии работ часть уступов может разрабатываться с применением действующего вида транспорта, а остальные уступы — с использованием нового вида транспорта.

Характерным примером перехода от самостоятельного использования автомобильного и железнодорожного транспорта к их комбинации может служить опыт Сарбайского карьера, который начал строиться в 1958 г., в 1961 г. сдан в эксплуатацию, а с января 1966 г. введен на полную производственную мощность (17 млн. т руды в год). При строительстве карьера основным видом транспорта был автомобильный. Его применение было обусловлено отсутствием коммуникаций железнодорожного транспорта, высокой маневренностью автосамосвалов и возможностью одновременного ведения горных работ в нескольких местах с перевозкой вскрышных пород на близко расположенные от карьера отвалы. Применение автотранспорта позволило в короткие сроки выполнить большой объем вскрышных работ, обеспечить высокие темпы вскрытия нижних горизонтов и создать условия для применения железнодорожного транспорта. В 1961 г., когда объем работ на автотранспорт достиг максимального значения для периода строительства (14,0 млн. м³), начинается

резкий рост железнодорожных перевозок. К этому периоду уже были готовы первые очереди юго-восточной и северной траншей с выходом на железнодорожные отвалы. К 1963 г. практически заканчивается формирование технологической схемы транспорта Сарбайского карьера, суть которой состоит в том, что работавшие до этого времени независимо один от другого автомобильный и железнодорожный транспорт объединяются в единую транспортную цепь и образуют комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт с экскаваторной перегрузкой горной массы на карьере. Переход на комбинированный транспорт позволил увеличить производительность карьера по вскрыше с 17,2 в 1960 г. до 27,0 млн. м³ в 1964 г., что обеспечило досрочный ввод карьера в эксплуатацию.

§ 3. Основные параметры карьеров при комбинированном транспорте

К числу основных параметров карьеров, связанных с применяемым видом комбинированного транспорта, относятся размеры карьера в плане, ширина рабочих площадок и площадок для перегрузочных пунктов, размеры вскрывающих выработок, активный фронт горных работ. Наряду с некоторым усложнением схемы транспортных коммуникаций применение на карьерах комбинированного транспорта создает предпосылки для гибкого ведения горных работ (особенно в сложных горнотехнических условиях). В частности, создаются благоприятные условия для отработки месторождения по очередям, когда часть борта карьера временно «консервируется» и на ней располагаются транспортные коммуникации. Дальнейшая отработка этой части приурочивается к моменту перехода на новый вид комбинированного транспорта.

В свою очередь, различные схемы комбинированного транспорта требуют для нормального функционирования соответствующих параметров карьера — глубины и площади карьера по поверхности. Условия применения различных видов комбинированного транспорта приведены в табл. 8, из которой видно, что параметры карьера оказывают существенное влияние на выбор вида комбинированного транспорта. Учет этого обстоятельства позволяет существенно сократить число принимаемых для детального технико-экономического сравнения вариантов.

При применении на карьере комбинированного транспорта, как правило, в качестве первого звена применяется автомобильный транспорт. При комбинированном транспорте ширина рабочих площадок в зоне работы автомобильного транспорта может быть принята равной ширине рабочих площадок при независимом автомобильном транспорте. По данным Гипроруды, минимальная ширина площадок при автомобильном транспорте составляет 46 м. При железнодорожном транспорте минимальная ширина рабочей площадки составляет 53 м. В связи с этим при переходе на нижних горизонтах карьера с железнодорожного на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт имеется возможность интенсифициро-

Таблица 8

Вид комбинированного транспорта	Место расположения перегрузочного пункта	$S=1$, $H\leqslant 100$	$S=1$, $100<H\leqslant 300$	$S=1$, $H\leqslant 100$	$S=1$, $100\leqslant H\leqslant 300$	$S=4$, $H>300$	$S=4$, $H\leqslant 100$	$S=4$, $100<H\leqslant 300$	$S=4$, $H>300$
Автомобильно-железнодорожный	Постоянный склад на поверхности	+	—	+	—	+	+	—	—
	Долговременный склад на нерабочем борту карьера	—	—	—	+	+	—	+	+
	Временный пункт на рабочем борту карьера	—	—	—	+	—	+	+	—
Автомобильно-конвейерный	На концентрационном горизонте нерабочего борта карьера	—	+	+	+	—	—	+	—
	В подземной выработке	—	+	—	+	+	—	+	+
Автомобильно-скиповой	На нерабочем борту карьера	—	+	—	+	+	—	—	—

Примечание. Знаком плюс отмечены предпочтительные условия применения, знаком минус — редко встречающиеся. S — площадь карьера по поверхности, км²; H — глубина карьера, м.

вать горные работы за счет некоторого сокращения ширины рабочих площадок. В то же время в местах устройства перегрузочных пунктов требуется увеличение ширины рабочих площадок.

При переходе на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт ширина перегрузочных площадок в значительной степени зависит от вида применяемой дробильно-грохотильной установки, типа автосамосвалов и схемы их подъезда к приемным бункерам.

Объем горно-капитальных работ для ввода второго звена комбинированного вида транспорта определяется шириной траншеи для расположения транспортных коммуникаций и углом ее наклона (табл. 9). Наименьший объем вскрывающих траншей характерен для скипового подъема, так как угол наклона траншеи может приниматься равным углу погашения борта карьера (35—40°). Так, на Сибайском карьере угол наклона траншеи равен 39°, а ширина траншеи, рассчитанная на два рельсовых пути (ширина колеи 3 м) при расстоянии между их осями 4,6 м, составляет 15 м. Общий объем взорванной горной массы при проходке траншеи составил 41 тыс. м³.

Ширина транспортной площадки для расположения конвейерного подъемника зависит от ширины ленты и количества конвейерных линий (табл. 10).

Угол наклона траншеи под конвейерный подъемник, как правило, меньше угла наклона борта карьера, поэтому трасса траншеи нередко располагается диагонально к плоскости борта карьера,

Таблица 9

Вид транспорта	Глубина заложения траншеи, м	Уклон траншеи, градусы	Длина траншеи, м	Объем траншеи, тыс. м³	Примечание
Автомобильно-железнодорожный	50	2° 20′	950	9300	Внешняя часть юго-восточной траншеи Сарбайского карьера
Автомобильно-конвейерный	150	16°	550	120	Оленегорский карьер
Автомобильно-скиповой	180	39°	286	72	Сибайский карьер

вызывая при этом частичный дополнительный разнос борта или оставление целика. При угле разноса борта, меньшем угла устойчивого откоса, дополнительный разнос борта не требуется и можно ограничиться его заоткоской. На рис. 5 приведена схема к определению объема дополнительного разноса борта или объема целика. Объем разноса борта может быть определен по формуле

$$V_{\text{р}} = \frac{bL_{\text{к}}^2 \sin\alpha(\sin^2\beta - \sin^2\alpha) + (L_{\text{к}}^2 \sin^2\alpha \cdot \operatorname{ctg}\beta' + 2L_{\text{к}} \sin\alpha l_{\text{б}}) \times \sin\beta b \sqrt{\sin^2\beta - \sin^2\alpha}}{2\sin^2\beta \cdot \cos\alpha}, \text{ м}^3, \quad (12)$$

где b — ширина траншеи, м; $L_{\text{к}}$ — длина конвейерного подъемника, м; α — угол наклона конвейера, градусы; β — угол наклона борта, градусы; β' — угол наклона торцевого борта, градусы; $l_{\text{б}}$ — длина горизонтальной площадки для размещения перегрузочного пункта, натяжной станции и др., м.

Для всех видов комбинированного транспорта весьма характерна большая интенсификация ведения горных работ в нижней части рабочей зоны карьера. Это объясняется сокращением общего активного фронта работ к моменту перехода на комбинированный транспорт, необходимостью сохранения или увеличения производительности карьера, резким сокращением расстояния перевозки автомо-

Таблица 10

Число конвейерных линий	Ширина площадки, м при ширине конвейерной ленты (мм)		
	1000	1600	2000
Одна	14,5	15,0	16,0
Две	17,5	19,0	19,0

бильным транспортом, повышением надежности работы звеньев комбинированного транспорта вследствие расположения его коммуникаций в постоянном положении (на протяжении всего периода эксплуатации или длительное время) и др.

Переход на комбинированный вид транспорта на действующих карьерах в большинстве случаев не требует коренной перестройки системы разработки или порядка ведения горных работ. Все изменения ограничиваются проведением дополнительных вскрывающих выработок для размещения коммуникаций вновь вводимого вида

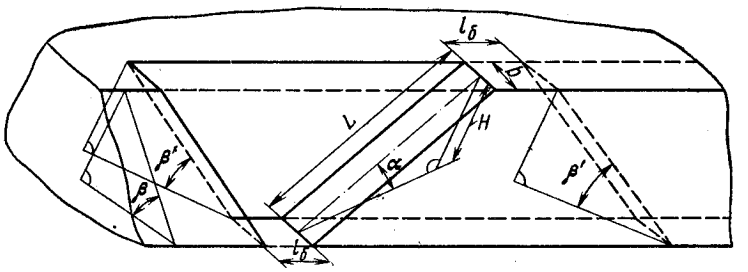


Рис. 5. Схема к определению объема разноса борта или оставляемого целика при проходке траншеи для конвейерного подъемника

транспорта, некоторым дополнительным разносом борта в районе их заложения или оставлением временных целиков для расположения перегрузочных пунктов.

§ 4. Выбор момента перехода на комбинированный транспорт

Анализ литературных и проектных данных показывает, что наиболее распространенным является следующий подход к определению момента перехода на карьерах к комбинированному транспорту. Для нескольких лет эксплуатации месторождения (иногда для определенных глубин) рассчитывается себестоимость транспортирования или разработки горной массы для различных видов транспорта. Как правило, одни виды транспорта обеспечивают более низкую себестоимость в первые годы эксплуатации, другие — в последующие годы.

В результате аналитических расчетов и графических построений для данных условий определяются рациональные области применения отдельных видов транспорта, а точка пересечения кривых себестоимости разработки или приведенных затрат принимается за рациональный момент перехода на новый вид транспорта. Такой подход при определении рационального момента перехода на новый вид транспорта имеет следующие недостатки. Так, границы рационального применения отдельных видов транспорта не определяются исключительно такими факторами, как производительность карьера, его глубина и расстояние транспортирования. Не всегда учитывается

наличие на карьере коммуникаций и оборудования действующего вида транспорта. Показатели отдельных лет для нескольких статических положений карьера не отражают динамического характера процесса, свойственного карьерному транспорту.

Более правильным является методический подход, основанный на следующих положениях:

целесообразность перехода к новому виду транспорта устанавливается путем анализа закономерностей изменения параметров и показателей сравниваемых вариантов реконструкции за определенный период эксплуатации, равный 5—7 годам; при этом за шаг управления можно принять период, равный одному году;

при определении показателей сравнительной эффективности вариантов необходимо учитывать наличие на действующем карьере основных производственных фондов, а также долю их использования и ликвидации с учетом амортизации;

задача решается в динамической постановке.

Допустим, к рассматриваемому моменту карьер достиг некоторого состояния A_t, которое характеризуется определенными горнотехническими (размеры карьера, элементы системы разработки, объемы полезного ископаемого и вскрыши по горизонтам и др.), техническими (число погрузочных, транспортных, отвальных и дробильных машин по типам, схема расположения основных объектов и коммуникаций и др.) и экономическими параметрами (стоимость основных производственных фондов и их состояние, себестоимость по процессам, стоимостные показатели, нормы амортизации и др.). Эту совокупность горнотехнических, технических и экономических параметров можно выразить векторами состояния, обозначив их соответственно X_A, Y_A, Z_A. В соответствии с выбранным режимом горных работ в следующем году необходимо выполнить определенные объемы добычных и вскрышных работ. Выполнение этих требований, которые можно выразить вектором P_t, позволит перевести карьер из состояния A_t в A_{t+1}. Для этого необходимо управляющее воздействие q_t, представляющее из себя вектор допустимых решений задачи. Иными словами, использованием определенного количества оборудования различных типов при соответствующем его распределении по рабочим горизонтам достигается положение работ и транспортных коммуникаций, соответствующее началу следующего года эксплуатации при принятом шаге управления, равном одному году.

Для перевода карьера из состояния A_t в A_{t+1} необходимо осуществить определенные затраты $S_{t,t}$, которые являются функцией перечисленных выше векторов, т. е.

$$S_{t,t} = f(X_A,\ Y_A,\ Z_A,\ P_t,\ q_t).$$

Графически постановка данной задачи показана на рис. 6.

Реализация такой постановки задачи по выбору момента перехода на новый вид транспорта осуществляется с использованием алгоритмов для расчета на ЭВМ капитальных и эксплуатационных затрат по основным видам карьерного транспорта. Порядок расчета оптимального сочетания параметров транспортной схемы при выборе момента перехода на новый вид транспорта показан на рис. 7. Что же касается технико-экономического сравнения вариантов при выборе момента перехода на новый вид транспорта, то здесь имеются некоторые особенности. Так, в процессе перехода на новый вид транспорта может наступить период вынужденного полного или

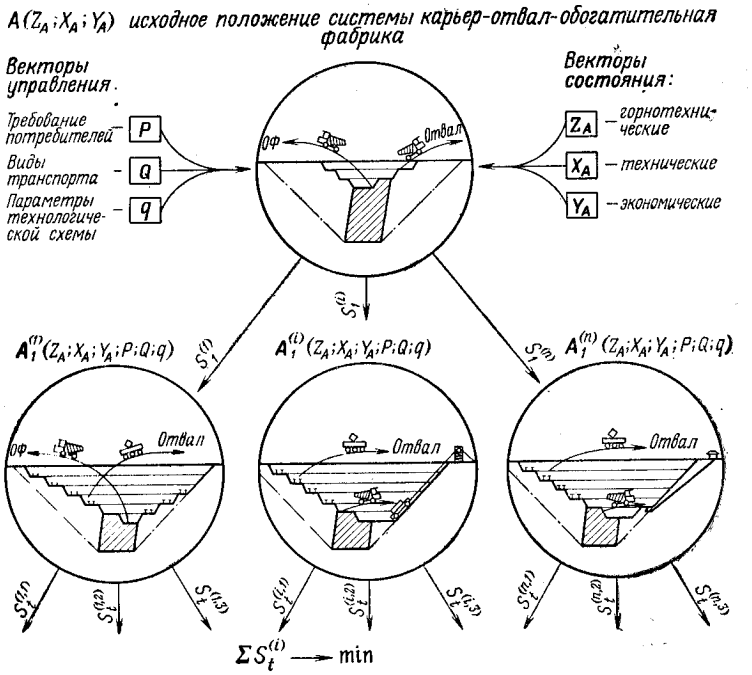


Рис. 6. Схема к постановке задачи выбора оптимального развития технологической схемы транспорта на карьере

частичного простоя карьера, что вызовет непроизводительные расходы $П_i$, состоящие из затрат на заработную плату и амортизационные отчисления, цеховых и общерудничных затрат, т. е.

$$П_i = Ф_i E_н T_i + \sum З_i, \qquad (13)$$

где $Ф_i$ — стоимость основных производственных фондов, связанных технологически с действующим или вновь вводимым видом карьерного транспорта; T_i — время полного простоя по вариантам; $\sum З_i$ — суммарная заработная плата трудящихся при вынужденном простое.

При переходе на новый вид транспорта происходит частичное высвобождение активной части производственных фондов действующего вида транспорта, которая может быть использована на другом предприятии. Производственные фонды на начало перехода на новый вид транспорта можно разделить на ликвидируемые $Ф_i'$ и

сохраняемые Φ''_{li}. В ликвидируемых фондах имеется активная часть Φ'_{ai}, которая может быть реализована по их остаточной стоимости, и пассивная часть $\Phi'_{пi}$, которая является прямым убытком.

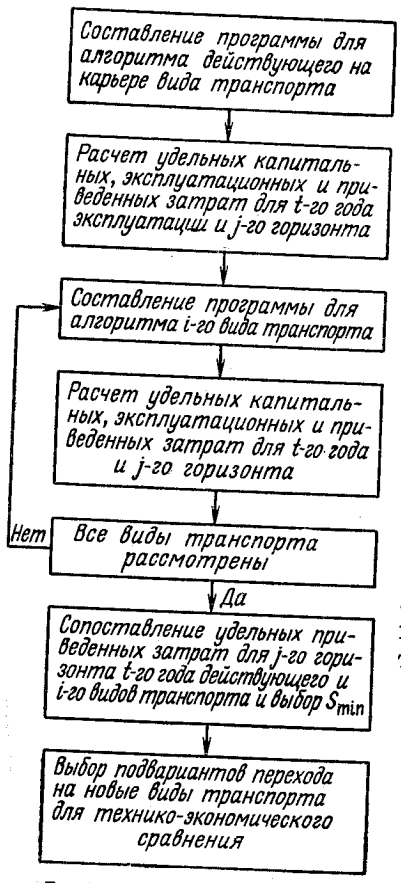


Рис. 7. Порядок расчета оптимального сочетания параметров транспортной схемы для сравнения вариантов перехода на новые виды транспорта

Величина высвобождаемых или теряемых (ликвидируемых) основных фондов может быть определена по формулам:

$$\left.\begin{aligned} П'_{ф\,it} &= \Phi'_{а\,it} - \sum \frac{C_j T_{jt}}{a_j}; \\ П''_{ф\,it} &= \Phi'_{п\,it} - \sum \frac{C_к T_{kt}}{a_к}, \end{aligned}\right\} \qquad (14)$$

где Φ'_{ait}, $\Phi'_{пit}$ — соответственно стоимость активной и пассивной части основных производственных фондов, высвобождаемых в t-м году по i-му варианту, тыс. руб.; C_j, C_k — стоимость k-го и j-го вида оборудования, тыс. руб.; T_{jt}, T_{kt} — срок службы k-го и j-го вида оборудования к t-му году, годы; a_j, a_k — норма амортизации k-го и j-го вида оборудования, %.

Критерий оценки сравнительной эффективности вариантов перехода на новую схему комбинированного транспорта имеет вид

$$S_{i\,(t=1,\ t=T)} = \frac{1}{T}\sum_t \Big\{ C_{it} + c\,\Delta Q_{it} + \\ + \Phi E_н T_t + \sum З_i \Big\} \Big(\frac{1}{(1+E_{нп})^t} + \\ + E_н \sum_t \Big[K_{it} + к\,\Delta Q_{it} - \Big(\Phi'_{а\,it} - \\ - \sum_j \frac{C_j T_{jt}}{a_j} \Big) + \Big(\Phi'_{п\,it} - \sum_k \frac{C_k T_{kt}}{a_k} \Big) \Big] \times \\ \times \frac{1}{(1+E_{нп})^t} = \min, \qquad (15)$$

где $к$ и c — удельные капитальные и эксплуатационные затраты по компенсирующему варианту; ΔQ_{it} — дополнительный объем полезного ископаемого по i-му варианту в сравнении с вариантом максимальной производительности, приведенный в сопоставимый вид по качеству, тыс. т; C_{it}, K_{it} — соответственно годовые эксплуатационные и капитальные затраты по i-му варианту в t-м году, тыс. руб.; T — период оптимизации, соответствующий переходному периоду на комбинированный вид транспорта, годы.

При выборе момента перехода с железнодорожного на автомобильно-конвейерный транспорт для отработки нижних горизонтов на карьере Оленегорского горно-обогатительного комбината наиболее рациональным оказался следующий вариант. В целях сохранения производительности карьера по добыче в период реконструкции необходимо в 1973—1974 гг. ввести на нижних горизонтах автомобильный транспорт и построить внутри карьера три — четыре временных перегрузочных пункта на железнодорожный транспорт, а к 1978 г. осуществить на транспортировании руды переход на автомобильно-конвейерный транспорт производительностью сначала 10 млн. т в год с доведением ее в последующие годы до 13,5 млн. т. Автомобильно-конвейерный транспорт скальной вскрыши с нижних горизонтов целесообразно ввести в 1985—1986 гг. с расположением дробильно-перегрузочного пункта на отметке +38 м.

Выбор варианта расположения конвейерного подъемника от перегрузочного пункта в карьере (на отметке +50 м) до поверхности осуществлен на основе рассмотрения вариантов (табл. 11).

Таблица 11

Затраты	При расположении конвейерного подъемника					
	в стволе		в открытой траншее		частично в стволе и частично в траншее	
	лента РТЛ	лента ТК-300	лента РТЛ	лента ТК-300	лента РТЛ	лента ТК-300
Капитальные, тыс. руб.	5315,0	5565,0	4265,0	4544,0	4782,5	5059,5
Эксплуатационные, тыс. руб.	1121,0	1177,3	1096,7	1151,1	1247,0	1090,5

Как видно из табл. 11, наиболее экономичным является вариант расположения конвейерного подъемника в открытой траншее. Однако наличие транспортных коммуникаций на северо-восточном борту карьера создает значительные трудности при пересечении их в период строительства конвейерным подъемником. В связи с этим был принят вариант заложения подъемника, при котором на участке пересечения конвейерным подъемником станции на горизонте +134 м проходится ствол, а на остальном протяжении борта карьера проходится траншея.

Переход на автомобильно-конвейерный транспорт по сравнению с техническим перевооружением железнодорожного транспорта на карьере позволяет уменьшить капитальные затраты на реконструкцию карьера на 6,7 млн. руб., а также снизить себестоимость транспортирования руды на обогатительную фабрику до 10,6 коп/т (против 18 коп/т при железнодорожном транспорте).

§ 5. Выбор места расположения перегрузочного пункта и шага его переноса

При переходе на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт необходимо также решать такие задачи, как выбор места расположения перегрузочного пункта и определение шага его переноса по мере развития горных работ. При автомобильно-железнодорожном транспорте эти вопросы решаются с учетом возможности ввода на горизонт перегрузки железнодорожных путей и возможности расположения перегрузочных устройств по ширине рабочей площадки. С точки же зрения экономики оптимальное место расположения перегрузочного пункта соответствует максимально возможному вводу в карьер железнодорожного транспорта.

Определение рационального расположения перегрузочного пункта на горизонте производится для условий, когда к пункту перегрузки горная масса перемещается с одного горизонта и с нескольких ниже- и вышележащих горизонтов.

Основные положения метода определения рационального расположения перегрузочного пункта сводятся к следующему. Рассматриваемый горизонт делится на определенное количество элементарных блоков. Подсчитывается количество горной массы в каждом элементарном блоке

$$q_{ij} = S_{ij} h_{ij} \gamma_{ij}, \text{ т}, \qquad (16)$$

где S_{ij} — площадь элементарного блока, м²; h_{ij} — высота уступа, м; γ_{ij} — объемная масса горной массы, т/м³.

Определяются возможные положения пункта перегрузки на рассматриваемом горизонте $П_1$, $П_2$, . . ., $П_n$ и направления транспортирования автосамосвалами горной массы от элементарных блоков к возможным положениям пункта перегрузки.

Рациональное расположение перегрузочного пункта соответствует минимуму функции

$$S = \left[\sum_{j=1}^{\Delta} \sum_{i=1}^{\lambda} q_{ij} l_{ij} C'_{\text{т}} + l_{\text{п}} C''_{\text{т}} \sum_{j=1}^{\Delta} \sum_{i=1}^{\lambda} q_{ij} + l_{\text{п}} Q_{\text{тр}} C_{\text{р}} \right], \text{ руб.}, \qquad (17)$$

где l_{ij} — расстояние транспортирования автосамосвалами от элементарного блока (с координатами i, j) к рассматриваемому положению пункта перегрузки, км; $C'_{\text{т}}$ и $C''_{\text{т}}$ — себестоимость транспортирования 1 т горной массы на расстояние 1 км соответственно автомобильным и железнодорожным транспортом, руб/ткм; $l_{\text{п}}$ — расстояние от пункта перегрузки до границы горизонта, км; $Q_{\text{тр}}$ — количество горной массы, вынутой с 1 км траншеи для расположения железнодорожных путей, т/км; $C_{\text{р}}$ — себестоимость подготовительных работ, руб/т.

В зависимости от направления подвигания фронта работ устанавливается закон изменения расстояния l_{ij} от координат пункта перегрузки. Задавая исходные данные и закон изменения расстояния l_{ij}, можно рассчитать на ЭВМ величины S_1, S_2, S_3, . . ., S_n. На основе сравнения последних определяется наилучшее место положения пункта перегрузки, которое соответствует минимальной себестоимости транспортирования. Определение места рационального расположения пункта перегрузки при транспортировании горной массы с нескольких горизонтов производится по такому же принципу, но с учетом различных возможных положений съездов.

Этот метод может быть использован в практике проектирования при расчете затрат на комбинированный транспорт с целью сравнения их с аналогичными затратами при других конкурирующих видах транспорта (в частности, при автомобильном и железнодорожном транспорте).

Более широкие возможности для выбора места расположения перегрузочного пункта имеются при автомобильно-конвейерном транспорте. Здесь возможны самые различные варианты, в том числе вариант с транспортированием горной массы автосамосвалами сверху вниз, так как концентрационный горизонт может располагаться и середине или даже внизу рабочей зоны карьера. Определяющим в этом случае является минимум затрат на устройство и перенос перегрузочных пунктов, а также транспортирование горной массы автосамосвалами. Определение места расположения перегрузочного пункта при переходе на автомобильно-конвейерный транспорт нельзя производить без учета последующего развития горных работ.

Методически наиболее правильно рассматривать все реальные варианты расположения перегрузочных пунктов и переноса их за период 10—15 лет, что обеспечит принятие варианта, соответствующего минимуму суммарных приведенных затрат. В этом случае решение задачи выбора места расположения перегрузочного пункта и его переноса совмещаются. При этом в качестве исходных данных необходимы:

объем горной массы по горизонтам для всех лет рассматриваемого периода;

план горных работ для определения расстояний перевозок горной массы автосамосвалами от забоев до пунктов перегрузки;

эксплуатационные показатели работы перегрузочного и транспортного оборудования в рассматриваемых условиях;

характеристика физико-механических свойств разрабатываемых руд и пород;

стоимостные параметры для расчета капитальных и эксплуатационных затрат.

С целью сокращения числа рассматриваемых вариантов за счет исключения заведомо нереальных целесообразно вводить систему ограничений, основанную на учете специфики условий данного карьера и опыта других горнодобывающих предприятий. Такими ограничениями могут быть расстояние между перегрузочными

пунктами (по глубине карьера), которое должно быть не менее 30—45 м (два — три уступа) и срок службы перегрузочного пункта на одном концентрационном горизонте, который принимается равным не менее трем годам, и др.

Порядок решения задачи по выбору оптимального варианта расположения перегрузочных пунктов и их переноса по мере развития горных работ и увеличения глубины карьера состоит в следующем. На основе анализа планов горных работ осуществляется выбор возможных мест расположения перегрузочных пунктов и с учетом графика развития производительности карьера, а также производительности одного перегрузочного пункта в зависимости от физико-механических свойств горной массы определяется количество перегрузочных пунктов по годам периода оптимизации. Для каждого года эксплуатации по всем возможным вариантам расположения перегрузочного пункта решается задача оптимального распределения объемов горной массы из забоев экскаваторов по минимуму суммарных затрат на транспортирование

$$\sum_{ij} X_{ijt} l_{ijt} C_{ij} = \min \qquad (18)$$

при ограничениях

$$\sum_{i} X_{ijt} \leqslant Q_{jt}, \qquad (19)$$

$$\sum_{j} X_{ijt} = Q_{it}, \qquad (20)$$

$$\sum_{j} Q_{jt} \geqslant W_{t}, \qquad (21)$$

где X_{ijt} — объем горной массы на i-м горизонте, поступающий на j-й перегрузочный пункт в t-м году, тыс. т; l_{ijt} — расстояние транспортирования, км; C_{ij} — себестоимость 1 ткм, руб.; Q_{jt} — объем горной массы, поступающей в t-м году на j-й перегрузочный пункт, тыс. т; Q_{it} — объем горной массы на i-м горизонте в t-м году, тыс. т; W_t — общий объем горной массы, перемещаемый в t-м году автомобильно-конвейерным комплексом, тыс. т.

Далее производится расчет потребного количества автосамосвалов по общепринятым формулам для всех вариантов расположения перегрузочного пункта.

При определении потребных капитальных и эксплуатационных затрат по вариантам учитываются затраты на автомобильный транспорт, строительство и перенос перегрузочного пункта, конвейерный подъемник и сборочные конвейеры от перегрузочного пункта до подъемника, горно-капитальные работы, путепроводы, мосты, конвейерные галереи, перегрузочные станции, наклонные стволы.

Таблица 12

Год эксплуатации	Число перегрузочных пунктов	Горизонты расположения перегрузочных пунктов, м		
		первого	второго	третьего
1	2	+65	+65	—
2	2	+65	+65	—
3	2	+65	+65	—
4	2	+65	+20	—
5	3	+65	+20	+20
6	3	—25	+20	+20
7	3	—25	+20	+20
8	3	—25	+20	+20
9	3	—25	—25	+20
10	3	—25	—25	+20
11	3	—25	—25	+20

Таблица 13

Горизонт	Объем руды, тыс. т										
	Годы эксплуатации										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
+65	780	—	416	—	—	—	—	—	—	—	—
+50	3520	1760	1440	640	1152	770	300	—	—	—	—
+35	3520	2880	3104	1600	2000	1760	1984	1600	960	880	880
+20	2180	2720	2800	1920	3680	3200	2752	2528	2790	2600	2600
+5	—	2640	2240	1680	3440	3520	3680	3968	3300	3200	3200
—10	—	—	—	4160	3232	3040	3584	3520	3750	3520	3520
—25	—	—	—	—	4320	2960	2720	3264	3430	3460	3460
—40	—	—	—	—	2176	2830	2580	2656	3270	3300	3300
—55	—	—	—	—	—	1920	2400	2464	2500	3040	3040
Итого	10 000	10 000	10 000	10 000	20 000	20 000	20 000	20 000	20 000	20 000	20 000

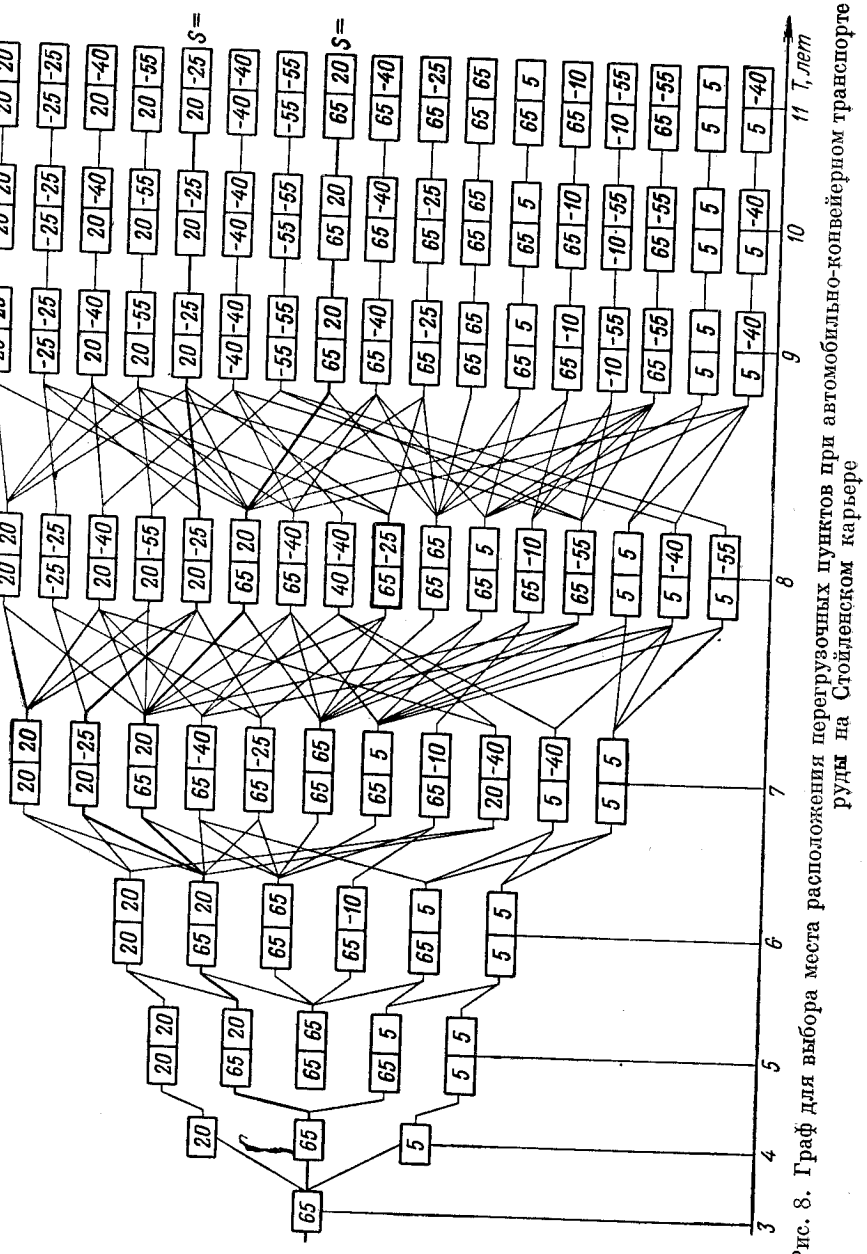


Рис. 8. Граф для выбора места расположения перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте руды на Стойленском карьере

Так как объем расчетов по всем вариантам весьма значителен, последние выполняются на ЭВМ.

Результаты расчетов могут быть представлены в виде графа, по которому можно определить оптимальный вариант расположения перегрузочных пунктов, сроки их переноса и связанные с этим затраты.

В качестве примера можно привести результаты определения количества перегрузочных пунктов для автомобильно-конвейерного транспорта в условиях Стойленского карьера. Решение этой задачи потребовало рассмотрения 200 вариантов.

Количество перегрузочных пунктов в соответствии с календарным планом развития горных работ принято для первых 4 лет эксплуатации равным двум, а для последующих 7 лет — трем (табл. 12). Объем работ по горизонтам за период оптимизации приведен в табл. 13.

Граф многовариантности решения задачи показан на рис. 8.

ГЛАВА III

СРЕДСТВА КОМБИНИРОВАННОГО ТРАНСПОРТА

§ 1. Средства автомобильного транспорта

В качестве подвижного состава в первом звене комбинированного транспорта, осуществляющего перемещение горной массы до пунктов перегрузки, на карьерах преимущественно используются различные автомобили: автосамосвалы, реже тягачи с полуприцепами и прицепами (автопоезда), которые характеризуются высокими мобильно-маневровыми качествами. Расстояние транспортирования обычно находится в пределах 0,6—1,5 км. Движение автомобилей осуществляется по временным дорогам, которые за пределами забоев обычно имеют покрытие из щебня.

Наибольшее развитие техника специализированного карьерного автотранспорта получила в США, где производство мощных карьерных автомобилей организовано десятью крупными кампаниями, такими, как «КВ-Дарт Трак», «Интернэшнл Харвестер», «Катерпиллер», «Ле-Турно-Вестингауз», «Хардвик», «Эвклид», «Макк», «Уэбко», «Юнит Риг» и их дочерними фирмами. США поставляют карьерные автомобили многим странам. Автомобили средней и большой грузоподъемности производятся также в Англии (фирма «Авелинг-Берфорд»), Франции (фирма «Берлие»), Италии (фирма «Перлини»), ФРГ (фирмы «Фаун», «Крупп»), Швеции (фирма «Коккум») и других странах. Карьерные автосамосвалы больших размеров изготавливаются в основном в Канаде, США, Франции и ФРГ. Зарубежные карьерные автомобили можно разделить на группы, приведенные на рис. 9.

Основной тенденцией, определяющей развитие автомобильного транспорта, является прогрессивный рост грузоподъемности автотранспортных средств. В последнее десятилетие грузоподъемность карьерных автосамосвалов, применяемых на зарубежных карьерах, возросла примерно в 3—4 раза. Так, в 1963 г. новейшими моделями карьерных автосамосвалов были автомобили Хаулпак грузоподъемностью 50—65 т. В настоящее время созданы модели автомобилей особо большой грузоподъемности (рис. 10). Например, модель Лектра Хол М-200 грузоподъемностью 181 т (фирма «Юнит Риг») и модель ДЕ-2991 такой же грузоподъемности (фирма «КВ-Дарт Трак»). Наиболее крупной в капиталистическом мире моделью специализированного карьерного автосамосвала является автосамосвал компании «Виикл Констракшн», имеющий модификации

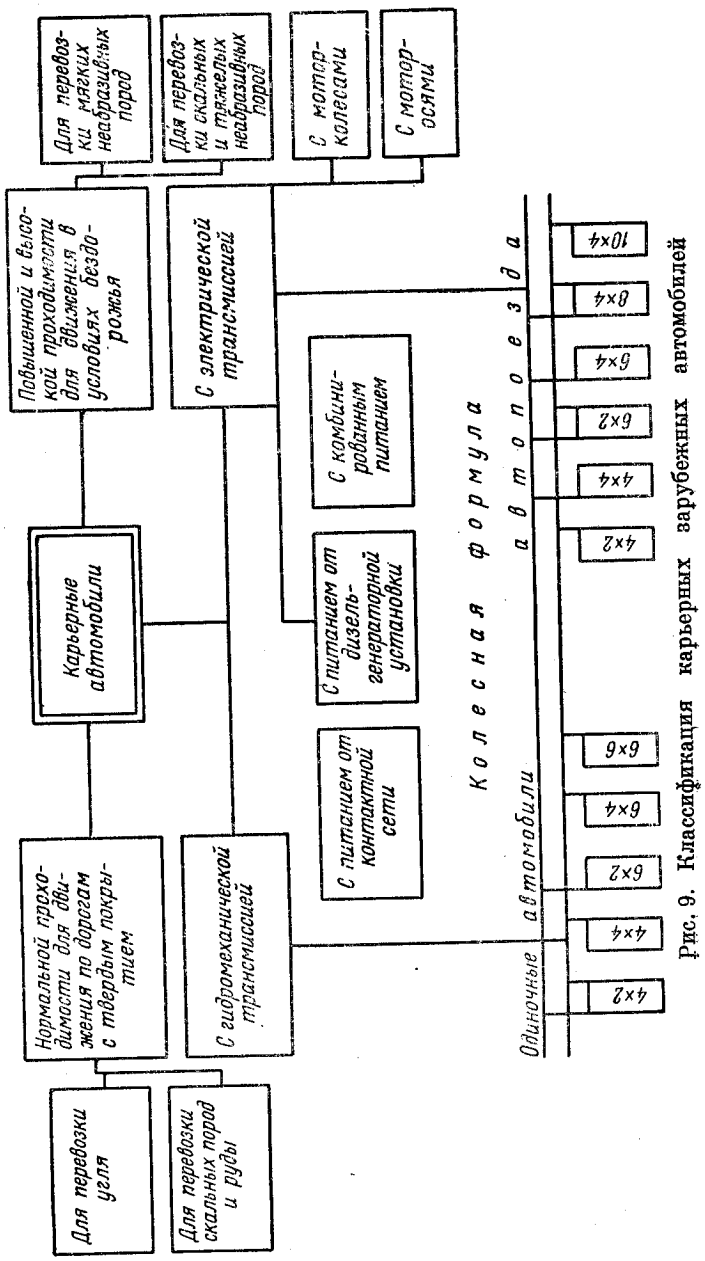


Рис. 9. Классификация карьерных зарубежных автомобилей

(в зависимости от мощности двигателя) грузоподъемностью от 208 до 254 т (рис. 11). Тенденция увеличения грузоподъемности и мощности карьерных автосамосвалов по годам характеризуется следующими количественными показателями: средняя грузоподъемность

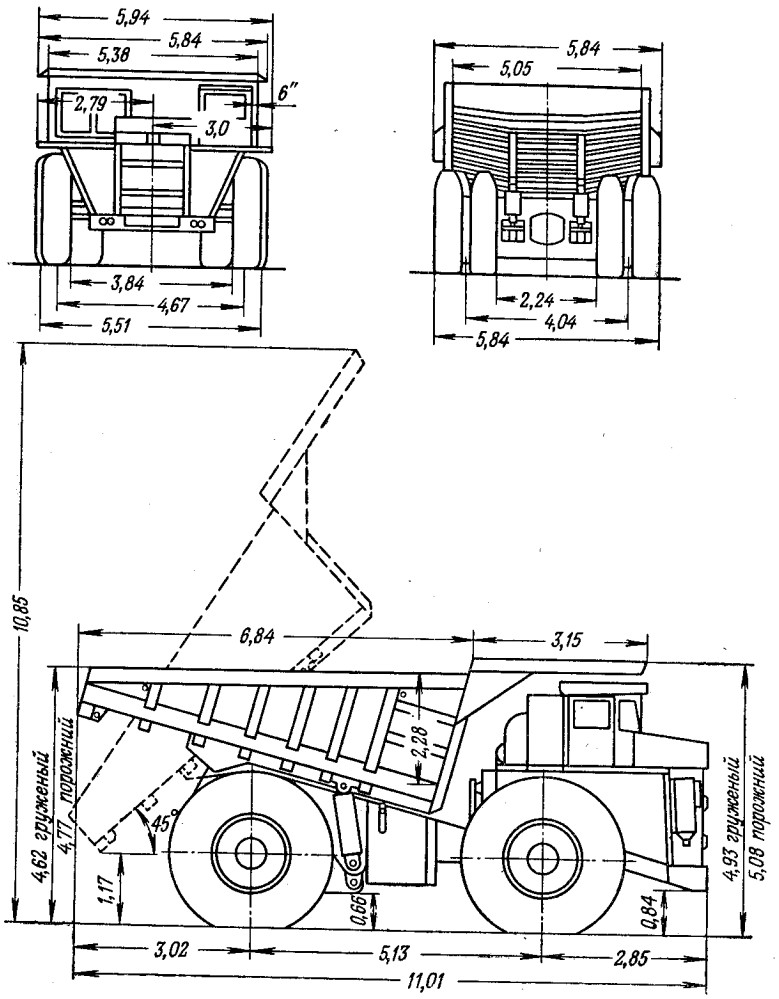


Рис. 10. Автосамосвал LW 120B грузоподъемностью 100 т

двухосных автосамосвалов за период 1958—1963 гг. увеличилась на 28%, а за период 1963—1970 гг. — на 73% и достигла 52,2 т.

В 1963 г. в США было выпущено 545 автосамосвалов грузоподъемностью свыше 30 т, в 1968 г. — 1236, а в 1970 г. — 1843. Структура

парка выпускаемых в США автомобилей в 1968 и 1970 гг. характеризуется следующими данными:

	1968 г.		1970 г.	
	шт.	%	шт.	%
Автосамосвалы грузоподъемностью 30—50 т	843	68,3	1016	55,0
То же, грузоподъемностью 50—70 т . . .	160	12,9	375	20,4
То же, грузоподъемностью более 70 т . .	223	18,8	452	24,6

По оценке ведущих американских экономистов производство карьерных автосамосвалов большой грузоподъемности в 1978 г. увеличится до 3200 шт., что примерно в 2 раза больше, чем в 1967 г.

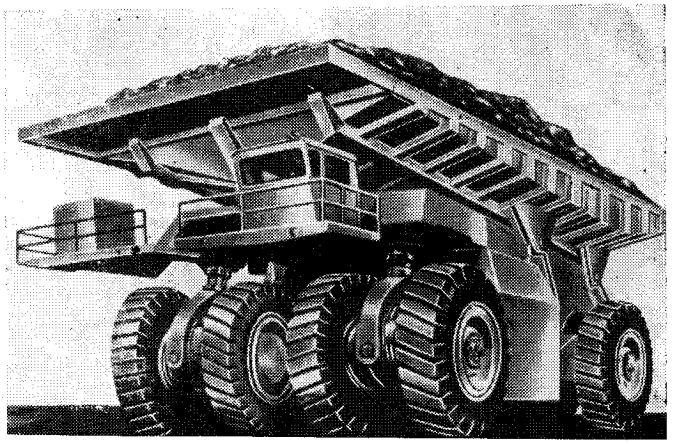


Рис. 11. Автосамосвал грузоподъемностью 235 т

Намечается преимущественный выпуск карьерных автомобилей особо большой грузоподъемности. Использование машин грузоподъемностью менее 40—45 т признается малоэкономичным. При комбинированном транспорте в последнее время преимущественное распространение получили автосамосвалы грузоподъемностью от 60 до 100—120 т. Автомобили грузоподъемностью до 40 т применяются при непосредственной перегрузке горной массы на другие виды транспорта.

Основным типом карьерного автомобиля в указанной выше структуре выпуска является двухосный автосамосвал с колесной формулой 4 × 2 и задней разгрузкой. Специализированные автополуприцепы с колесной формулой 6 × 2 и 6 × 4 производятся с задней и донной разгрузкой и составляют 15—20% общего выпуска карьерных автосамосвалов (рис. 12). В связи с большой конструктивной сложностью автомобили с боковой разгрузкой широкого распространения не получили. При комбинированном транспорте пре-

имущественное применение нашли автосамосвалы с колесной формулой 4 × 2 и задней разгрузкой.

В зарубежной практике уделяется большое внимание специализации карьерных автомобилей, которая в большой степени определяется способом разгрузки, емкостью и формой кузова. Кузова изготовляются с учетом объемного веса, гранулометрического состава, абразивности, сыпучести и возможности налипания горной массы

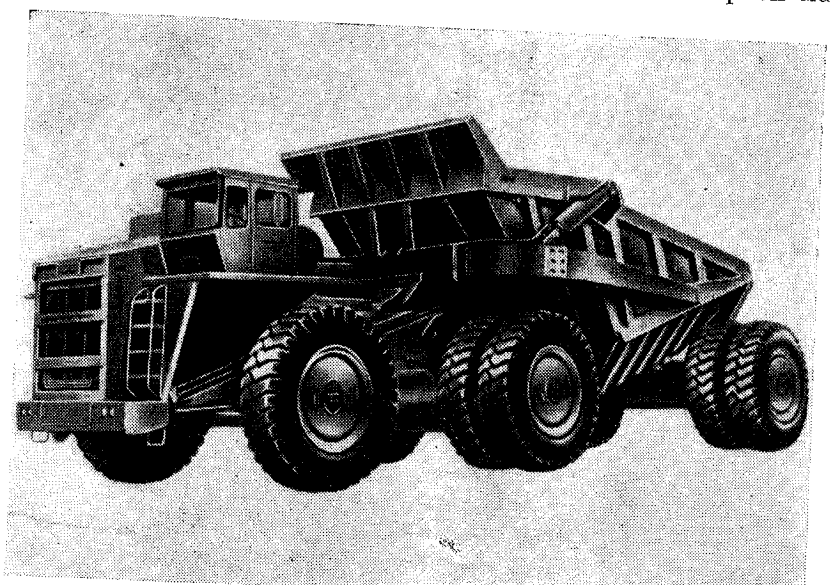


Рис. 12. Автополуприцеп LW 120A грузоподъемностью 165 т с задней разгрузкой

при разгрузке. Широко применяются различные меры против налипания и примерзания горной массы к кузовам автомобилей, в частности обогрев кузовов выхлопными газами. Кузова автосамосвалов изготовляются преимущественно V-образного и ковшового типа. Для транспортирования малоабразивной горной массы эффективно используются кузова из легких алюминиевых сплавов, армированные стальными анкерными плитами и ребрами жесткости. Это позволяет снизить вес кузова на 20—25% и более.

Увеличение грузоподъемности и параметров карьерных автосамосвалов при большой сложности конструкции значительно увеличивает их стоимость. В США удельная стоимость карьерного автомобиля с дизель-электрической трансмиссией составляет около 2 тыс. долларов на 1 т грузоподъемности. Первоначальная стоимость карьерного автомобиля грузоподъемностью свыше 70 т в 1970 г. составляла 150—160 тыс. долларов *.

* 100 долл. равны 74,75 руб. на 1 августа 1974 г. («Известия»).

По данным ряда меднорудных карьеров США, удельный вес транспортирования автосамосвалами в себестоимости добычи руды изменяется в пределах 33—52% и в среднем составляет 44%. В стоимости комбинированного транспорта автомобильное звено составляет от 40 до 70%. Поэтому снижение стоимости транспортирования является важным фактором и достигается путем увеличения параметров автомобилей, позволяющих снизить эксплуатационные расходы на транспортирование и погрузку с одновременным увеличением производительности экскаваторов и автомобилей. Считается, что применение последующей более крупной модели автомобиля при одинаковых условиях эксплуатации позволяет снизить удельные затраты на 8—12%. В табл. 14 приведены данные одной из крупных американских фирм, характеризующие работу автосамосвалов грузоподъемностью 31,5 и 59 т при погрузке их экскаватором с ковшом емкостью 4,5 м³. Расстояние перевозки не превышало 1,5 км, из которых 1 км с уклоном 70‰, остальная трасса горизонтальная. Данные табл. 14 и опыт эксплуатации автосамосвалов за рубежом свидетельствуют о закономерности снижения себестоимости транспортирования примерно на 0,5% на каждую тонну увеличения грузоподъемности автосамосвалов.

Таблица 14

Показатели	Автосамосвалы грузоподъемностью (т)	
	31,5	59
Погрузка, мин	1,98	3,73
Движение с грузом, мин	5,6	5,6
Разгрузка, мин	1,4	1,4
Движение без груза, мин	4,75	4,75
Число рейсов в час	4,36	3,8
Производительность автосамосвала, т/ч	153	247
Эксплуатационные расходы, долл./ч	12,84	18,31
Себестоимость транспортирования 1 т, центы	8,4	7,41

Примечание. Погрузка автосамосвалов осуществляется экскаватором с ковшом емкостью 4,5 м³.

Карьерные автосамосвалы большой грузоподъемности требуют применения двигателей повышенной мощности, позволяющих реализовать высокую скорость транспортирования, определяющую производительность автосамосвала. Поэтому важной тенденцией развития карьерного автотранспорта является рост мощностных параметров применяемых двигателей и изыскание новых видов источников

энергии, обеспечивающих высокую удельную мощность автомобиля. В прошедшее десятилетие (60-е годы) на наиболее мощных моделях карьерных автосамосвалов устанавливались двигатели мощностью 400—600 л. с. Двигатели были преимущественно четырехтактные, удельной мощностью порядка 20 л. с./л, с массой на 1 л. с. 5—6 кг. Динамический фактор принимался не ниже 0,5, а удельная мощность двигателя составляла 7—7,5 л. с. на 1 т веса автосамосвала с грузом и только в некоторых машинах снижалась до 6 л. с. Повышение удельной мощности двигателей обычно достигалось при помощи турбокомпрессорного наддува, что позволило снизить расход топлива и в нужных случаях увеличить мощность двигателя на 50—60%. Несмотря на это, продолжалось непрерывное увеличение первичной мощности двигателей. В 1965—1966 гг. наибольшая мощность двигателей карьерных автосамосвалов была 700 л. с. В последние годы мощность двигателей автосамосвалов достигла 1200 л. с., началось применение двигателей мощностью 1600 л. с. и существует потребность применения еще более мощных двигателей для крупных машин новых конструкций. На карьерных автосамосвалах, где к двигателям предъявляются требования малого веса и большой гибкости в работе, наиболее перспективны высокоскоростные двигатели. С точки зрения удельного веса высокоскоростные дизели с малым диаметром поршня и с большим количеством рабочих цилиндров являются более предпочтительными и универсальными. В производстве специализированных дизельных двигателей снижение их стоимости достигается путем унификации двигателей, которые отличаются лишь по количеству рабочих цилиндров и мощности.

Таблица 15

Показатели	Автосамосвалы с отношением веса к мощности двигателя (кг/л. с.)	
	145	119,5
Погрузка, мин	2,70	2,70
Движение с грузом, мин	10,95	9,34
Разгрузка, мин	1,40	1,40
Движение без груза, мин	8,45	8,15
Число рейсов в час	2,55	2,78
Производительность автосамосвала, т/ч	128	139
Эксплуатационные расходы, долл/ч	15,94	16,35
Себестоимость транспортирования 1 т, центы	12,45	11,80

В табл. 15 приведены данные одной из крупных американских фирм, характеризующие влияние мощности двигателя на технико-экономические показатели работы автосамосвалов грузоподъемностью 50 т при расстоянии транспортирования 2,44 км и погрузке

их экскаватором с ковшом емкостью 4,5 м³. Из двух сравниваемых автомобилей первый имел отношение массы к мощности 145, второй — 119,5 кг/л. с.

С дизельными двигателями на карьерных автосамосвалах в диапазоне мощностей, превышающих 1000—1200 л. с., конкурируют газовые турбины. Вес газовой турбины и занимаемая ею площадь соответственно на 75 и 35% меньше по сравнению с весом и занимаемой площадью дизельного двигателя той же мощности. Кроме того, газовые турбины более надежны в работе, легко запускаются при низких температурах и менее требовательны к качеству топлива. По данным практики американских карьеров, срок службы газовых турбин достигает 33 тыс. ч, пробег между капитальными ремонтами составляет 10—12 тыс. ч, а расходы на техническое обслуживание их на 35—50% меньше, чем дизельных двигателей. Сокращение расходов на техническое обслуживание предопределяется меньшим весом газовых турбин и уменьшением числа движущихся деталей на 75% (при капитальном ремонте дизельного двигателя оно достигает 880).

С увеличением мощности современных дизельных двигателей стоимость 1 л. с. увеличивается. Увеличение мощности двигателя в 2 раза (с 310 до 635 л. с.) вызывает рост стоимости 1 л. с. на 25%, а при увеличении мощности в 3,2 раза стоимость 1 л. с. возрастает на 74% (табл. 16). С увеличением же мощности газовой турбины

Таблица 16

Показатели	Фирма «Камминс»						Фирма «Дженерал Моторс»		
	Модель дизельного двигателя								
	NT 310	NT 335	VT12-525	VT12-635	VT12-700	VT12-800	16V 71T	16V 71T	12V 149T
Мощность, л. с.	310	335	525	635	700	800	635	700	1000
Стоимость 1 л. с., долл.	18	19	23	22,5	21	26	22	22,3	31

стоимость 1 л. с. уменьшается. Это уменьшение еще более весомо для газовых турбин большой мощности. По данным испытаний в США, автосамосвал М-100 грузоподъемностью 91 т, оснащенный газотурбинным двигателем, имеет лучшие динамические качества и быстрее развивает наибольшую скорость. В выездной траншее с уклоном 80—100‰ он развивал скорость 14—16 км/ч. На одном из крупных карьеров США применяются автосамосвалы Хаулпак 120А (грузоподъемность 110 т), оснащенные газотурбинными двигателями модели Сатурн мощностью 1100 л. с. Работа этих автосамосвалов в течение 3500 ч показала высокую надежность

газотурбинных двигателей при сравнительно низком уровне эксплуатационных расходов. В последнее время на автосамосвалах Р-105 и Р-210 (фирма «Эвклид») грузоподъемностью 91 и 190 т соответственно успешно прошли испытания мощные газотурбинные двигатели TF-14 мощностью 1000 л. с. и TF-25 мощностью 1850 л. с. (фирма «Авко-Лайкоминг»).

Из-за высокой стоимости дизельных двигателей и газовых турбин большой мощности в автомобильной промышленности США практикуется сдвоенная установка двигателей, так называемый «модульный» способ установки. Компанией «Камминс» для оснащения автосамосвала М-200 грузоподъемностью 191 т разработан агрегат VV-1710, состоящий из двух серийных двигателей VTA-1710 мощностью по 800 л. с. каждый. Крутящий момент последних подается на два генератора, питающие тяговые двигатели электромотор-колес. Благодаря специальному подрамнику, на котором смонтирован агрегат, демонтаж и замена двигателя, радиатора, воздухофильтров и генератора на автомобилях грузоподъемностью 80—110 т «КВ-Дарт Трак» производится за 3 ч, а замена передней и задней осей занимает менее 4 ч.

В последние годы большое внимание уделяется уменьшению концентрации вредных примесей в выхлопных газах, загрязняющих атмосферу карьеров, и борьбе с шумом, возникающим при работе двигателей. На карьерах вводятся строгие ограничения по дыму и газу и будут установлены строгие ограничения по шуму двигателей. Борьба с шумом в предыдущий период ограничивалась герметизацией кабины водителя, в настоящее время принимаются меры по ограничению наружного шума. Предполагается, что в 1975 г. в силу внедрения комплекса мероприятий по совершенствованию конструкции двигателей будет достигнуто отделение от выхлопных газов до 90% углеводородов, 85% окиси углерода и до 70% окислов азота. Для дальнейшей нейтрализации газов будет продолжено совершенствование каталитических нейтрализаторов на основе платины, палладия и рутения. Кроме того, планируется переход автотранспорта на топливо, имеющее уменьшенное содержание присадок свинца, разрушающего катализатор.

Важнейшее значение при создании и эксплуатации автомобильного транспорта за рубежом имеет также проблема шин и увеличение их пробега. На карьерных автосамосвалах грузоподъемностью до 35 т наибольшее применение нашли шины размером 18.00 × 25 и 18.00 × 33; с увеличением грузоподъемности автосамосвалов до 50 т размер шин возрос до 21.00 × 35; на автосамосвалах грузоподъемностью 75—120 т устанавливаются шины размером 24.00 × 35 и 24.00 × 49. Для мощных карьерных автосамосвалов созданы высокопрочные многослойные шины размером 33.00 × 51, 36.00×51 и 39.00 × 51 (каждая шина несет нагрузку 40—50 кН). Шины изготавливаются с нейлоновым, капроновым, а в некоторых случаях с металлическим кордом. Самые крупные шины для карьерных автосамосвалов грузоподъемностью 200 т и более выпускают японские фирмы. Шины размером 40.00 × 57 имеют диаметр 3606,8 мм, ширину 1117,8 мм, массу 3386,9 кг, что в 5,5 раза превышает массу шин размером 21.00 × 35, применяемых на автомобилях грузоподъемностью 50—65 т. Особенностью конструкции этих шин является включение в состав резины компонента, оказывающего сопротивление нагреванию, что способствует увеличению срока службы шин, особенно в условиях транспортирования с повышенной скоростью. Наиболее новым в последних работах зарубежных фирм по совершенствованию конструкции крупных автомобильных шин было применение вместо воздуха пенистого заполнителя (пермапены), при котором шина движется, как пневматическая, но при проколах не происходит утечки воздуха. В процессе испытаний нового заполнителя выявлено, что даже при 15 проколах шина сохраняет необходимое давление. Экономические расчеты показывают, что при применении пермапены затраты на один автосамосвал увеличиваются на 2,5 тыс. долл., а получаемая при этом экономия за счет уменьшения простоев автосамосвалов достигает 7,5 тыс. долларов.

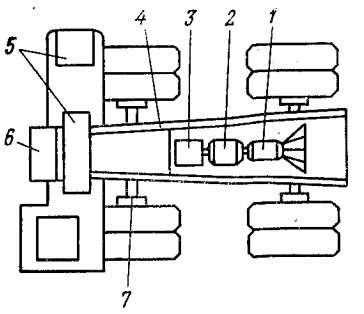


Рис. 13. Схема автосамосвала с электротрансмиссией:

1 — силовая установка; *2* — генератор переменного тока; *3* — выпрямитель; *4* — рама; *5* — регулятор постоянного тока; *6* — воздушные фильтры; *7* — электродвигатель мотор-колеса

Наряду с увеличением грузоподъемности автосамосвалов и мощности их двигателей продолжается непрерывное конструктивное совершенствование их, увеличивается надежность и долговечность отдельных узлов и агрегатов, повышаются межремонтные пробеги и срок службы. За истекшее десятилетие (60-е годы) наиболее существенным в совершенствовании карьерных автосамосвалов является применение электрической трансмиссии, явившееся следствием увеличения их грузоподъемности. Электрическая трансмиссия дает возможность поставить на новую качественную ступень использование и передачу энергии первичного двигателя на тяговые двигатели мотор-колес (рис. 13). Основными преимуществами электрической трансмиссии являются повышение тягово-динамических и тормозных качеств автомобиля, сокращающих время транспортного цикла, оптимальное использование мощности двигателя во всем диапазоне рабочих характеристик, регулирование крутящего момента на ведущих колесах при создании тягового усилия и динамическом торможении, увеличение срока службы шин, повышение долговечности узлов автоматической трансмиссии, существенное уменьшение объема обслуживания двигателя и тормозной системы и др. Опыт эксплуатации карьерных автосамосвалов с электротрансмиссией постоянного тока позволил получить значительную экономию в эксплуатационных расходах. Благодаря этому количество эксплуатируемых

на карьерах дизель-электрических автосамосвалов быстро растет. В последнее время все автосамосвалы грузоподъемностью более 60—70 т оборудуются электротрансмиссией. Опыт работы карьеров США показывает, что использование парка автосамосвалов с электротрансмиссией достигает 80—85%. При этом ремонтные расходы по основным узлам нарастают следующим образом. В первые 5 тыс. ч работы автосамосвалов ремонтные расходы незначительны. После 7—10 тыс. ч работы увеличиваются расходы на ремонт двигателей. В интервале 15—20 тыс. ч работы наблюдается увеличение расходов на ремонт электропривода. Увеличение расходов на ремонт механической части проявляется после 20 тыс. ч работы. Срок службы основных элементов системы электропривода автосамосвалов, установленный в процессе эксплуатации, характеризуется следующими данными:

Элементы системы электропривода	Средний срок службы, ч
Щетки тяговых электродвигателей	2000
Щетки генератора	3500
Контакты контроллера силового привода и динамического торможения	5000
Подшипники колес	20 000
Шестерни	20 000
Сальники	15 000—20 000

По данным ряда американских фирм, эксплуатирующих автосамосвалы с электротрансмиссией, расходы на обслуживание их электропривода не превышают 18,5% общих эксплуатационных затрат без учета амортизационных отчислений. С увеличением параметров автосамосвалов возрастают амортизационные отчисления ввиду большой первоначальной стоимости автосамосвалов. Поэтому стремятся увеличить срок службы мощных автосамосвалов до 8—10 лет.

Наряду с электрической трансмиссией, обеспечивающей известную плавность хода большегрузных автосамосвалов, последние снабжены пневмогидравлическими подвесками колес, которые амортизируют удары, допускают более крутые повороты на площадках шириной 12—15 м и снижают вес автосамосвала.

Укрупнение параметров карьерных автосамосвалов при улучшении их тягово-динамических качеств предъявляет повышенные требования к системам колесных тормозов и тормозов-замедлителей. Совершенствование тормозных систем идет по пути снижения времени срабатывания колесных тормозов, которое для автосамосвалов с электротрансмиссией является практически мгновенным и не превышает 0,01 с. Увеличение тормозной мощности систем тормозов обеспечивает замедление до 0,55g с одновременным действием противоблокировочных устройств, полностью предупреждающих явление юза. Помимо основной системы колесных тормозов все карьерные автосамосвалы снабжены тормозами-замедлителями гидравлического или электрического типа, позволяющими увеличить

долговечность тормозных накладок в 2—3 раза при возрастании средней скорости движения под уклон на 15—25%. Смазка автосамосвалов преимущественно централизованная. Автосамосвалы имеют обычно одноместные или двухместные кабины. Кабины обогреваются и снабжаются установками для кондиционирования воздуха.

Одним из направлений развития карьерного автотранспорта является создание специализированных автопоездов, состоящих из ведущих управляемых тягачей и моторных полуприцепов, а также прицепов различной мощности. К преимуществам автопоездов относятся рациональное использование мощности ведущего тягача

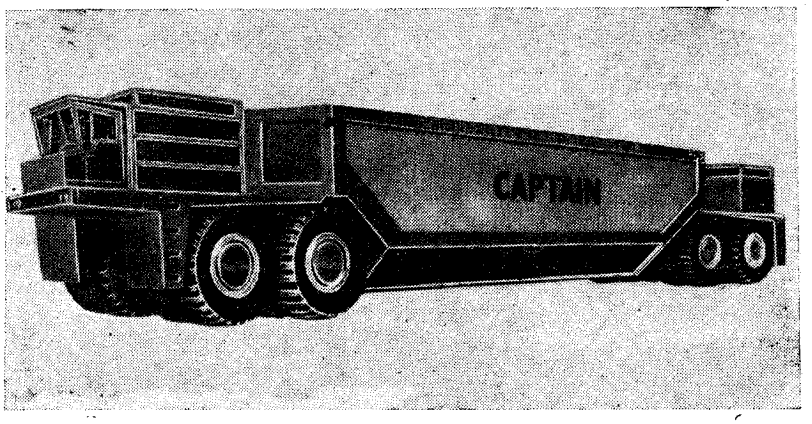


Рис. 14. Автопоезд для перевозки угля грузоподъемностью 218 т

и моторных звеньев путем регулирования режимов работы двигателей в груженом и порожнем состоянии, взаимозаменяемость прицепов, возможность увеличения веса поезда без увеличения осевых нагрузок при использовании стандартных относительно дешевых шин небольших размеров, снижение трудовых затрат и др. На одном из угольных карьеров США успешно применяется автопоезд грузоподъемностью 218 т, состоящий из двух унифицированных тягачей и полуприцепа с алюминиевым кузовом и донной разгрузкой (рис. 14). Самый крупный автопоезд (грузоподъемность 278 т), управляемый одним оператором, использовался в США строительной компанией «Дей Ди Харрис» для транспортирования рыхлой горной массы, загружаемой ленточным конвейером. Автопоезд приводился в движение головным тягачом мощностью 735 л. с. и расположенной между вторым и третьим прицепом моторной секцией мощностью 318 л. с. Скорость движения автопоезда при номинальной загрузке находится в пределах 36—56 км/ч. Скорость движения без груза достигает 72 км/ч. Разгрузка автопоезда в пункте перегрузки производится через дно в течение 70 с. Некоторыми компаниями выпускаются моторные секции мощностью до 318 л. с., которые транспортируют

грузовые секции с донной разгрузкой грузоподъемностью 68 т. По мнению американских экспертов, применение автопоездов эффективно при больших расстояниях транспортирования и горизонтальной трассе автодорог.

В практике комбинированного транспорта автопоезда не получили широкого распространения. В единичных случаях они используются для перемещения горной массы к перегрузочным пунктам, расположенным на склоне разрабатываемой возвышенности или на поверхности при небольшой глубине карьера.



Рис. 15. Автосамосвал БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т

В Советском Союзе производство большегрузных карьерных автосамосвалов началось в начале 50-х годов. Первый отечественный карьерный автосамосвал МАЗ-525 грузоподъемностью 25 т был выпущен в 1952 г. Минским автомобильным заводом. В 1965 г. автосамосвалы МАЗ-525 сняты с производства и заменены автосамосвалами БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т (рис. 15), которые начал выпускать Белорусский автомобильный завод, специализирующийся на выпуске большегрузных автосамосвалов для горнодобывающей промышленности и гидротехнического строительства. В настоящее время автосамосвалы БелАЗ-540 используются в качестве основного транспортного средства на карьерах черной и цветной металлургии, угольных карьерах и карьерах строительных материалов. Автосамосвал БелАЗ-540 и его модификация БелАЗ-540А являются базовой моделью автомобилей БелАЗ с гидромеханической трансмиссией и представляет собой двухосный короткобазный высокоманевренный автомобиль. Автосамосвалы БелАЗ-540 выпускаются с дизельным

двигателем Д12-А мощностью 300 л. с., а БелАЗ-540А — с двигателем ЯМЗ-240 мощностью 360 л. с. Они получили почти повсеместное применение и при комбинированном транспорте. В ближайшем будущем грузоподъемность этих автосамосвалов предполагается увеличить до 30 т, установить на них двигатель мощностью 400—420 л. с., а также провести другие усовершенствования (установить пятиступенчатую коробку передач, новую систему смазки и др.). Начиная с 1967 г., Белорусский автомобильный завод серийно выпускает автосамосвалы БелАЗ-548А грузоподъемностью 40 т с двигателем ЯМЗ-240Н мощностью 520 л. с. (рис. 16). Автосамосвалы БелАЗ-548А, работающие в комплексе с экскаваторами с ковшом емкостью 6—8 м³, являются надежным транспортным средством для карьеров производительностью 15—20 млн. т горной массы в год и более. В дальнейшем грузоподъемность автосамосвалов БелАЗ-548А намечается увеличить до 45 т, установить двигатель мощностью 550—580 л. с., усовершенствовать трансмиссию и применить шины размером 21.00 × 33. Автосамосвалы БелАЗ-548А грузоподъемностью 40 т применяются на Сибайском, Ингулецком, Сарбайском, Ждановском и других карьерах.

Происшедшее за последние годы качественное обновление автомобильного парка на карьерах характеризуется увеличением грузоподъемности автосамосвалов и уменьшением их количества при сохранении достигнутого темпа роста грузооборота. Так, за счет увеличения грузоподъемности автосамосвалов в 1,3 раза списочное их количество на карьерах черной металлургии за истекшее пятилетие (вторая половина 60-х годов) уменьшилось на 1,2% при существенном росте объемов перевозок. За этот период списочное количество автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-540А возросло с 3,1 в 1966 г. до 52,1% в 1970 г. На карьерах цветной металлургии их количество увеличилось до 81,1%. Выпуск автосамосвалов БелАЗ-540 за последние годы увеличился в 2,8—3 раза при одновременном освоении новых моделей автомобилей большой грузоподъемности.

В 1968 г. создан первый отечественный дизель-электрический автосамосвал БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т, который прошел стадию заводских и промышленных испытаний (рис. 17). Автосамосвал БелАЗ-549, выполненный в двухосном варианте с колесной формулой 4 × 2, отличается высокой надежностью, простотой и пониженным коэффициентом тары, равным 0,73, а короткая база обеспечивает его высокую маневренность. На автосамосвале установлен четырехтактный 12-цилиндровый дизельный двигатель М-300 мощностью 850 л. с., со скоростью вращения 1500 об/мин (с турбонаддувом). На последующих образцах установлен компактный легкий двигатель 8ЧН-19/21 мощностью 900—1000 л. с., который регулируется различной форсировкой. Крутящий момент первичного двигателя передается на двигатели мотор-колес посредством электротрансмиссии. Генератор постоянного тока имеет мощность 500 кВт. Двигатели мотор-колес каждый мощностью 230 кВт. Мотор-колеса оборудованы двухскоростными редукторами планетарного типа, что

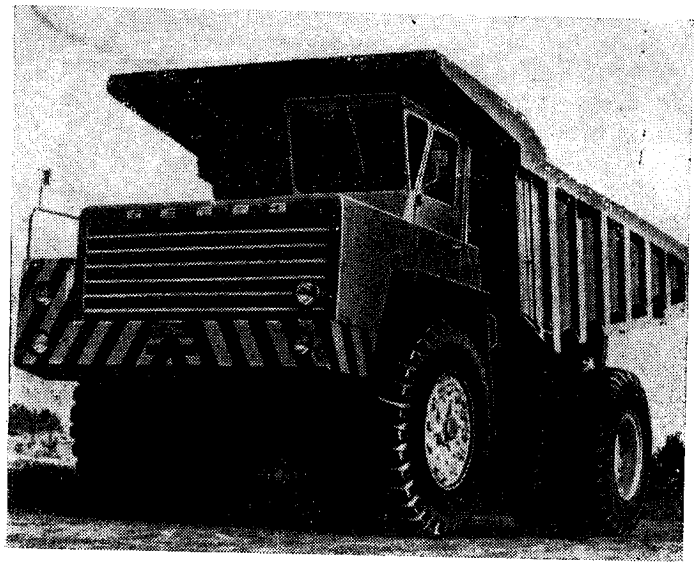


Рис. 16. Автосамосвал БелАЗ-548А грузоподъемностью 40 т

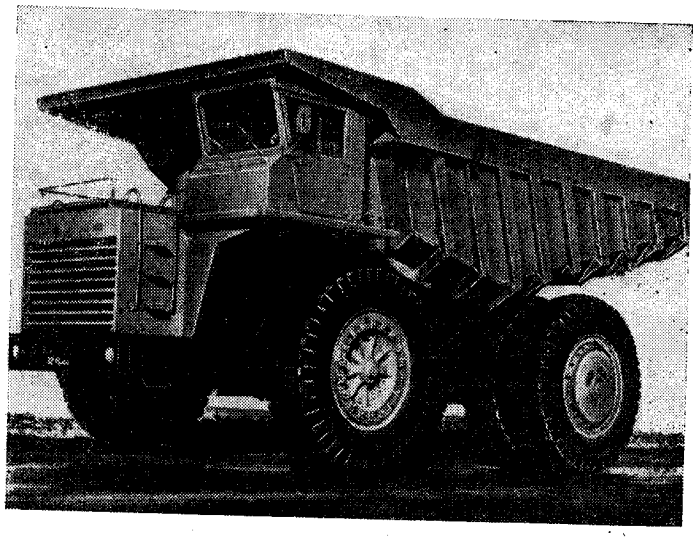


Рис. 17. Автосамосвал БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т

обеспечивает требуемый диапазон тяговых усилий и скоростей. Пневмогидравлическая подвеска регулируется автоматически в зависимости от загрузки автосамосвала. Благодаря электрической трансмиссии создается возможность эффективного электродинамического торможения, выполняющего функции тормоза-замедлителя. Автосамосвал БелАЗ-549 является первой базовой моделью новой гаммы карьерных автосамосвалов с электрической трансмиссией и с осевым весом 82 т.

Совместная эксплуатация первых отечественных дизель-электрических автосамосвалов БелАЗ-549, БелАЗ-540 и БелАЗ-548 проводилась на Анновском и Первомайском карьерах Северного Криворожского горно-обогатительного комбината.

Сравнительные показатели совместной эксплуатации этих автосамосвалов, приведенные в табл. 17, свидетельствуют о высокой производительности автосамосвалов БелАЗ-549, которая превышает производительность автосамосвалов БелАЗ-548 и БелАЗ-540 соответственно в 1,6—1,8 и 2,3—2,5 раза. Автосамосвалы БелАЗ-549 отвечают требованиям, предъявляемым к карьерным автосамосвалам, предназначенным для перевозки скальных пород и тяжелых руд. Их целесообразно использовать в комплексе с экскаваторами ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 на карьерах глубиной до 150 м и производительностью 20—50 мл. т горной массы в год и более. Автосамосвалы БелАЗ-549 найдут применение и при комбинированных видах транспорта (в начальный период они будут применяться в комбинации с железнодорожным транспортом, а в дальнейшем при создании мощных

Таблица 17

Наименование показателей	Транспортирование вскрыши ($L=1,8$; $i=37,5$; $H=60$) автосамосвалами			Транспортирование руды ($L=1,8$; $i=45$; $H=90$) автосамосвалами		
	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549
Продолжительность транспортного цикла, мин	11,3	13,5	15,7	12,5	13,9	16,0
Часовая производительность, т	138,2	168,9	272,2	123,2	164,3	267,2
То же, м³	65,6	80,3	129,0	57,2	75,2	124,8
Сменная производительность, т	620,0	757,5	1319,8	560,1	737,5	1281,0
То же, м³	294,2	359,8	626,0	269,0	342,6	595,2
Относительная производительность, %	100	122	212	100	132	229
Себестоимость 1 ткм, коп	9,23	8,33	6,82	9,60	8,56	6,98
Относительная себестоимость 1 ткм, %	100	88,9	64,8	100	88,8	63,2

Примечание. L—расстояние транспортирования, км; i—средневзвешенный уклон автодороги, %; H—высота подъема горной массы, м.

конвейерных и скиповых установок — в комбинации с конвейерным и скиповым транспортом).

На базе двухосных моделей дизельных автосамосвалов БелАЗ созданы модификации трехосных автополуприцепов БелАЗ-540В-5271 и БелАЗ-548В-5272 грузоподъемностью соответственно 40 и 65 т (рис. 18), с задней разгрузкой и колесной формулой 6 × 2. Эти модификации в связи с ограниченной удельной мощностью (соответственно 5,1 и 4,9 л. с./т) предназначены для эксплуатации при уклонах не более 40—50‰ или в условиях нагорных карьеров с направлением грузопотока горной массы сверху вниз. Возможности

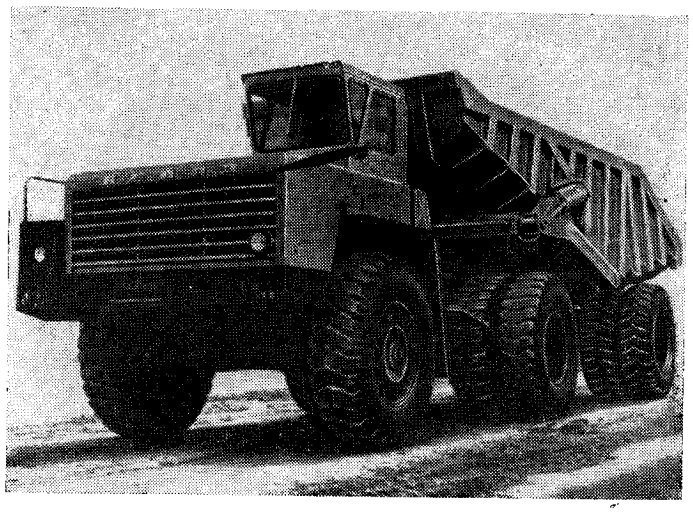


Рис. 18. Тягач с полуприцепом БелАЗ-548В грузоподъемностью 65 т

применения этих полуприцепов при комбинированном транспорте также весьма ограниченны ввиду худших маневровых качеств, чем у автосамосвалов с задней разгрузкой. Они могут найти применение для перевозки горной массы на поверхности. Техническая характеристика базовых и производных моделей карьерных автомобилей типа БелАЗ с дизельным двигателем и гидромеханической трансмиссией грузоподъемностью 27, 40 и 65 т приведена в табл. 18.

В 1970 г. на базе автосамосвала БелАЗ-549 Белорусским автозаводом выпущен опытный образец автопоезда БелАЗ-549В-5275 (колесная формула 6 × 4), состоящий из тягача и полуприцепа грузоподъемностью 120 т. С целью повышения тягово-динамических качеств он имеет активную ось полуприцепа. На тягаче установлена газовая турбина ТВ2-117 мощностью 1200 л. с. при 12 000 об/мин. На автопоезде впервые установлена электропередача на переменном токе с частотным регулированием.

Таблица 18

Показатели	Базовые модели автомобилей типа БелАЗ (колесная формула 4×2)		Производные модели автомобилей типа БелАЗ (колесная формула 6×2)	
	грузоподъемностью (т)			
	27	40	40	65
Собственная масса, т	21,0	26,9	30,4	40,1
Масса с грузом, т	48,0	66,9	70,4	105,1
Коэффициент тары	0,778	0,673	0,760	0,616
Распределение массы с грузом по осям, т:				
на переднюю	15,5	22,4	17,4	17,2
на заднюю	32,5	44,5	30,0	44,0
на ось полуприцепа	—	—	23,0	43,9
Основные размеры, мм:				
длина	7250	8170	10 900	12 480
ширина	3480	3787	3 480	4 000
высота	3580	3800	3 650	4 000
База, мм	3550	4200	3550	4200
Радиус поворота, м	8,3	9,5	8,3	9,5
Двигатель	Дизельный			
Мощность двигателя, л. с.	360	520	360	520
Удельная мощность, л. с./т	7,5	7,8	5,1	4,9
Размер шин	18.00—25	20.00—33	18.00—25	20.00—33
Подвеска	Пневмогидравлическая			
Опрокидывающий механизм	Гидравлический			
Кабина	Двухместная металлическая			
Емкость кузова, м³	15,3	21,7	23,4	34,0
Максимальная скорость движения, км/ч	55	55	55	55
Стоимость серийного автомобиля, тыс. руб.	24	36	35	60

В последние годы автомобильный транспорт благодаря ряду известных преимуществ находит широкое применение на угольных карьерах для транспортирования угля. Трудность создания средств автотранспорта для перевозки угля объясняется небольшой объемной массой угля (по сравнению со вскрышей и рудами), равной в разрыхленном состоянии 1,05—1,10 т/м³. Для этой цели требуются автосамосвалы и автопоезда со специализированными кузовами повышенной емкости с задней, боковой и донной разгрузкой. Белорусским автозаводом разработано несколько модификаций автомобилей для транспортирования угля (табл. 19), отличающихся от базовых моделей конструкцией и емкостью кузова, а также конструктивным исполнением разгрузочного устройства. На базе серийно выпускаемого автосамосвала БелАЗ-540 создана модификация автомобиля БелАЗ-7510 с кузовом емкостью 23,8 м³ для перевозки угля. Конструкцией кузова предусматривается наличие заднего борта, служащего для закрытия кузова с помощью специального гидравлического устройства. На углевозе БелАЗ-7525 грузоподъемностью

Таблица 19

Показатели	Автомобили-углевозы		
	БелАЗ-7510	БелАЗ-7525	БелАЗ-7425-9490
Грузоподъемность, т	27	40	65
Собственная масса, т	21,0	26,5	41,8
Емкость кузова, м³	23,8	33,0	64,85
То же, «с шапкой», м³	28,3	40,0	71,0
Основные размеры, мм:			
длина	7000	7850	15 535
высота	3700	4400	3 787
ширина	3825	4260	4 350
Двигатель	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240Н	ЯМЗ-240Н
Номинальная мощность, л. с.	360	520	520
Максимальная скорость, км/ч	55	55	55
Кабина	Закрытая одноместная		
Опрокидывающий механизм платформы	Гидравлический двухцилиндровый с телескопическими цилиндрами, действующими непосредственно на платформу		

40 т устанавливается кузов емкостью 33 м³. При загрузке такого кузова «с шапкой» его емкость достигает 40 м³. Углевозы грузоподъемностью 30—40 т наиболее экономичны для работы на угольных карьерах производительностью до 3 млн. т угля в год. В определенных условиях эксплуатации (при уклонах автодорог до 50‰) оказываются эффективными полуприцепы-углевозы грузоподъемностью 65 т. Такой углевоз БелАЗ-7425-9490 используется в комбинате «Востсибуголь». Он создан на базе автомобиля БелАЗ-548 и рассчитан на насыпную массу угля 1,0 т/м³. Разгрузка углевоза осуществляется через донный люк размером 1200 × 5300 мм, закрываемый двумя створками с помощью гидравлического приспособления, удерживающего их в закрытом состоянии (рис. 19). Время полного открывания люка 14 с.

Вслед за созданием семейства специальных автомобилей-углевозов грузоподъемностью 27, 40 и 65 т на базе автосамосвала БелАЗ-549 выпущен углевоз грузоподъемностью 120 т (колесная формула 6 × 4), отвечающий требованиям большинства угольных карьеров производительностью 5 млн. т угля в год и более.

Широкое применение автотранспорта на угольных карьерах намечается при комбинированном транспорте. Помимо ряда угольных карьеров Кузбасса, где автотранспорт используется в комбинации с железнодорожным транспортом, в ближайшее время его

намечается применить в комбинации с конвейерным транспортом на угольных карьерах «Красногорский», «Алардинский», «Сибиргинский», «Куреинский» и др.

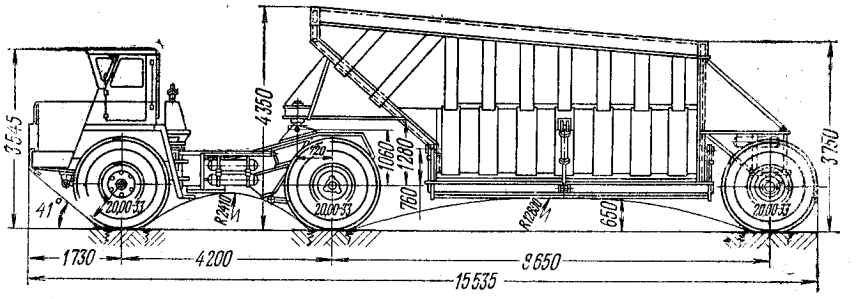


Рис. 19. Полуприцеп-углевоз БелАЗ-7425-9490 грузоподъемностью 65 т

Дальнейшее развитие техники и технологии открытых разработок вызывает необходимость значительного увеличения объемов грузоперевозок. Наряду с увеличением грузоподъемности карьерных

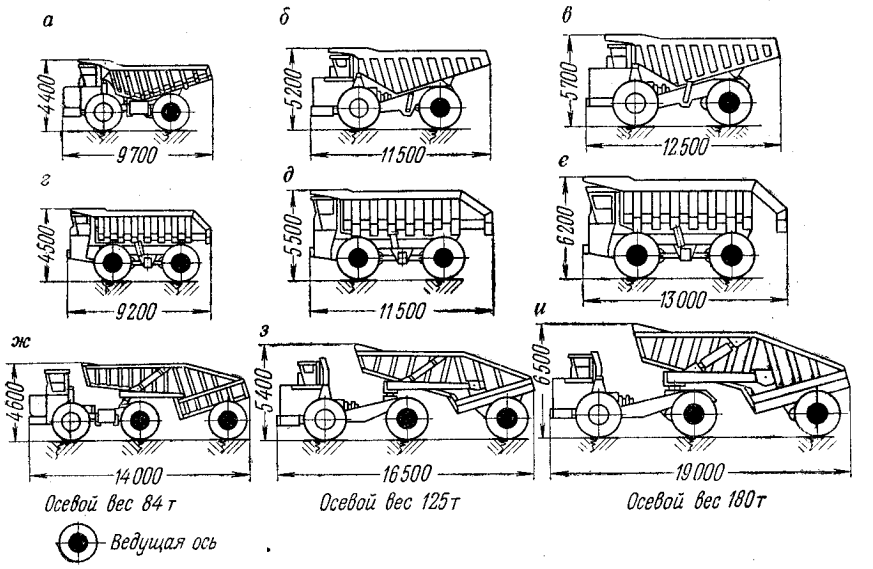


Рис. 20. Перспективный ряд карьерных автомобилей типа БелАЗ:

а, б, в — базовые модели грузоподъемностью соответственно 75, 120 и 180 т; *г, д, е* — производные модели грузоподъемностью соответственно 110, 170 и 250 т; *ж, з, и* — седельные тягачи с полуприцепами грузоподъемностью 120, 200 и 300 т

автомобилей возникает задача совершенствования технологической приспособленности их к различным горнотехническим условиям эксплуатации. При использовании автомобилей в различных транс-

портных комбинациях особое значение приобретает улучшение их маневренности, динамичности, управляемости, осуществление полноприводности, снижение центра тяжести, уменьшение токсичности выхлопных газов и др. Учитывая эти требования, ИГД Минчермета СССР разработан перспективный типаж автомобилей оптимальной грузоподъемности применительно к различным условиям эксплуатации (в том числе и для использования при комбинированном транспорте). Расчеты выполнены исходя из условий эксплуатации 38 рудных карьеров, в числе которых 24 карьера черной металлургии. В результате расчетов полученный оптимальный ряд автомобилей по грузоподъемности, учитывающий условия эксплуатации, был скорректирован и увязан с возможностью создания автомобилей по конструктивным критериям. После экономической оценки плотности ряда ИГД Минчермета СССР совместно с Белорусским автозаводом окончательно отработан перспективный параметрический ряд, включающий базовые модели двухосных автосамосвалов грузоподъемностью 30, 45, 75, 110—120 т (в перспективе 180—190 т), на основе которых возможно создание автопоездов грузоподъемностью 65, 120, 190—200 и 250—300 т (рис. 20). Техническая характеристика автомобилей перспективного параметрического ряда приведена в табл. 20.

Предполагается, что эти мощные автосамосвалы с короткой базой и высокими маневровыми и тяговыми качествами найдут широкое применение при комбинированном транспорте в сложных горно-технических условиях глубоких карьеров.

§ 2. Средства железнодорожного транспорта

При комбинированном транспорте перевозка горной массы из карьеров от их перегрузочных пунктов, грохотильно-дробильных установок, промежуточных складов, бункеров до приемных пунктов на поверхности выполняется транспортными средствами второго звена. Для выполнения функций второго звена наибольшее применение получил железнодорожный транспорт, который в отдельных случаях (некоторые угольные карьеры ГДР) выполняет функции первого звена. Он служит для перевозок полезного ископаемого и вскрышных пород. При комбинированном транспорте на зарубежных карьерах расстояние перевозок железнодорожным транспортом обычно более 3 км, достигая 5—10 км. Наиболее распространенным уклоном железнодорожных путей является уклон 20—40‰. На некоторых карьерах при мотор-вагонной тяге поездов он достигает 60‰ (Испания). Скорость движения поездов составляет 48—64 км/ч. Масса поездов, как правило, находится в пределах 700—800 т (реже 1000 т). Если железнодорожный транспорт выполняет функции и внешнего транспорта, т. е. транспортирует полезное ископаемое до железнодорожных станций, речных или морских портов, заводов, электростанций и др., тогда формируются тяжеловесные поезда, состоящие из 120—130 вагонов общей массой до 30 тыс. т и более. Тяжеловесные поезда транспортируются на расстояние от 20—50

Таблица 2

Показатели	Базовые модели (колесная формула 4×2)		Производные модели (колесная формула 4×4)				Седельные тягачи с полуприцепами-углевозами (колесная формула 6×4)			
	грузоподъемностью (т)									
	75	120	110	170	250	180	120	200	300	180
Собственная масса, т	55	70	60	84	110	90	90	110	150	90
Масса с грузом, т	130	180	170	254	360	270	210	310	450	270
Коэффициент тары	0,734	0,584	0,545	0,494	0,44	0,5	0,75	0,55	0,5	0,5
Распределение массы с грузом по осям, т:										
на переднюю	43	63	85	127	180	90	40	60	90	90
на заднюю	87	127	85	127	180	180	85	125	180	180
на ось полуприцепа	—	—	—	—	—	—	85	125	180	—
Основные размеры, мм:										
длина	9700	11 500	10 000	11 800	13 500	12 500	19 400	22 500	25 000	12 500
ширина	4900	5500	5100	5700	7000	6500	5300	5800	7000	6500
высота	4400	5200	4500	5300	6200	5700	4400	5200	5700	5700
База, мм	4300	5300	4300	5300	6000	6000	4300 *	5300 *	6000 *	6000
Радиус поворота, м	9,0	11,0	10,5	12,0	13,5	13,5	9,0	11,0	13,5	13,5
Мощность двигателя, л. с.	950	1300	1300	2×950	2×1300	2×950	1300	2×950	2×1300	2×950
Двигатель	Дизель или ГТД									
Удельная мощность, л. с./т	6,92—7,3	6,8	7,65	7,1—7,5	7,22	6,7—7,0	6,2	5,8—6,13	5,77	6,7—7,0
Мощность генератора, кВт	650	900	900	2×650	2×900	2×650	900	2×650	2×900	2×650
Мощность тяговых двигателей, кВт	550	760	1100	2×550	2×1100	2×550	2×550	2×550	2×760	1100
Размер шин	24.00—49	30.00—49	24.00—57	30.00—49	36.00—57	36.00—57	24.00—49	30.00—49	36.00—57	36.00—57
Подвеска	Пневмогидравлическая									
Опрокидывающий механизм	Гидравлический (давление в системе 2—3 кН/см²)									
Кабина	Двухместная металлическая									
Платформа	Ковшового типа (для скальных пород) с донной разгрузкой									
Емкость кузова, м³	41	60	55	80	125	90	105	180	270	160
Максимальная скорость движения, км/ч	60	60	60	60	55	60	55	55	55	55
Ориентировочная стоимость серийного автомобиля, тыс. руб.	80	115	100—110	150—160	210—220	160	130	170	220	160

* База тягача.

до 500—600 км. При необходимости иметь высокое пусковое тяговое усилие и большую скорость движения применяют несколько локомотивов (общая мощность одного поезда достигает 4500—10 000 кВт). В качестве тяговых средств за рубежом в основном применяются электровозы, тепловозы. Реже используется мотор-вагонная тяга. Применяются электровозы сцепным весом до 1200—1800 кН, тепловозы мощностью от 1200 до 2250 л. с., дизель-контактные электровозы и самоходные вагоны. За рубежом промышленные локомотивы выпускаются на колею 900, 1000, 1435 и 1676 мм. Напряжение постоянного тока при расстоянии перевозок не более 5—6 км принимается до 750 В, а при большем расстоянии — 750—1500 В. Увеличение мощности тяговых двигателей электровозов и рост сосредоточенной нагрузки на контактную сеть при работе электровозов по системе многих единиц ведет к дальнейшему утяжелению контактной сети. В связи с этим на многих зарубежных карьерах возникла необходимость увеличения напряжения контактной сети до 3300 В (на токоприемнике 3000 В). На магистралях с интенсивным движением поездов используют переменный ток напряжением 10—25 кВ при простой или комбинированной подвеске контактной сети. На карьерах США преимущественное применение получили электровозы постоянного тока со сцепным весом 1250 кН нагрузкой на ось 312 кН, а также четырехосные вагоны с нагрузкой на ось 320—350 кН. В Рейнском бассейне (ФРГ) применяются четырехосные электровозы переменного тока с нагрузкой на ось до 350 кН. Широко применяются электровозы со сцепным весом 1500—1800 кН и мощностью до 3000 кВт. Карьерные электровозы обычно оборудуются тяговыми двигателями с часовой мощностью до 590—660 кВт на ось. В последнее время выпущены электровозы на тиристорах на напряжение 6000 В. Карьерные локомотивы имеют две, четыре и шесть осей. Преимущественное применение нашли контактные, реже контактно-дизельные электровозы. Мощность дизель-генераторной установки на зарубежных карьерных локомотивах составляет 25—40% мощности электровоза. Стоимость контактно-дизельных электровозов на 20—25% выше, чем контактных. Однако удорожание стоимости электровозов перекрывается, как правило, экономией при устройстве контактной сети, тяговых подстанций и др. Благодаря хорошей маневренности контактно-дизельные электровозы имеют производительность на 12—15% больше, чем контактные.

В табл. 21 приведена техническая характеритика электровозов, применяемых на карьерах США.

Большой интерес представляет опыт создания самоходных моторных вагонов с электрическим и дизельным приводом. Сцепной вес моторных вагонов, обеспечивающий реализацию силы тяги тяговых двигателей, создается за счет собственной массы и массы полезного груза. Поэтому при моторных вагонах значительное увеличение силы тяги не приводит к большому возрастанию мертвой массы поезда и позволяет достаточно эффективно преодолевать подъемы 60—80‰. Самоходные моторные вагоны за рубежом имеют грузоподъемность

Таблица 21

Тип электровоза	Параметры электровозов					
	Сцепной вес, кН	Колесная формула	Нагрузка на ось, кН	Напряжение, В	Мощность, кВт	Источник автономного питания
Контактный	850	2_0+2_0	312,5	750	—	—
Контактный	1250	2_0+2_0	312,5	3000/750	750	—
Контактно-аккумуляторный	1250	2_0+2_0	312,5	3000/500	1000	Батарея напряжением 500 В
Контактно-дизельный	1250	2_0+2_0	312,5	1500	1000	Два дизельных двигателя (каждый мощностью 325 л. с.)

Примечание. 1 кгс = 9,80665 Н (с точностью около 2% можно принять, что 1 кгс = 10 Н).

от 20 до 160 т. В ФРГ выпускаются самоходные вагоны с дизельным приводом грузоподъемностью 80 т с кузовом емкостью 35 м³ и массой тары 50 т. В Голландии для перевозки руды построен 10-осный самоходный моторный вагон грузоподъемностью 160 т с кузовом емкостью 58 м³ и массой тары 130 т. Максимальная скорость его движения 28,6 км/ч. В США для перевозки руды на обогатительную фабрику используются самоходные моторные вагоны нормальной колеи, работающие на постоянном токе. Для управления вагонами при экскаваторной погрузке руды установлена специальная станция.

На электровозах применяется рекуперативное торможение, позволяющее использовать крутые спуски для выработки электрической энергии. В качестве основных тормозных средств применяются дисковые и колодочные пневматические тормоза, а для регулирования скорости — реостатные.

Для перевозки горной массы используются думпкары грузоподъемностью преимущественно 80—200 т и различного типа полувагоны (гондолы) грузоподъемностью 60—120 т. На карьерах США при использовании одноковшовых экскаваторов получили распространение думпкары тяжелого типа, способные выдерживать большие ударные нагрузки крупных кусков скальных пород. Американские думпкары для скальных пород и руд отличаются малым сопротивлением движению, имеют низкий центр тяжести, невысокие откидывающиеся борта, прочное упругое дно, хорошую устойчивость и двустороннюю разгрузку. Для дистанционного управления автоматическим опрокидыванием кузовов применяются пневматическая и электропневматическая системы разгрузки. Благодаря применению качественных сталей (прочность на разрыв до 75 кН/см²) коэффициент тары таких думпкаров снижается до 0,38. Грузоподъемность выпускаемых в США думпкаров не превышает 80—100 т при наибольшей емкости кузова 38 м³. Нагрузка на ось думпкаров достигает 320—350 кН. Думпкары строятся преимущественно четырехосными.

В США думпкары выпускаются фирмами «Магор», «Вестерн», «Дифференциал». Техническая характеристика думпкаров этих фирм приведена в табл. 22. На карьерах «Чуквикамата», «Моренси», «Лавендер» (США) используют думпкары грузоподъемностью 60—75 т с кузовом емкостью 32—33 м³.

Таблица 22

Параметры думпкаров

Грузоподъемность, т	Емкость кузова, м³	Масса тары, т	Число осей	Нагрузка на ось, кН	Коэффициент тары
40	15,3	23,6	4	159	0,59
65	23,0	30	4	237	0,46
90—100	32,8	34,4	4	320—350	0,438—0,394

Кроме того, применяют гондолы грузоподъемностью 70 т. На рудниках «Кэрол», «Квебек-Картиер» (Канада) применяются думпкары грузоподъемностью 100 т с кузовом емкостью 38—40 м³.

В США и Канаде в течение последних лет широко применяются низколегированные стали для изготовления рамы и кузова думпкаров. Кузов полувагонов изготавливают из алюминиевых сплавов.

Характерным для промышленности ФРГ является создание думпкаров, предназначенных только для движения по замкнутым путям промышленных предприятий и имеющих увеличенные размеры по ширине и высоте. На карьерах ФРГ и других европейских стран используются думпкары с поднимающимися бортами, которые имеют одностороннюю разгрузку и характеризуются низким коэффициентом тары (0,33). Думпкары в основном предназначены для транспортирования мягких пород и угля при погрузке их многочерпаковыми и роторными экскаваторами. Кузов их изготавливается из тонких листов легированной стали (до 9 мм), что обеспечивает значительное снижение коэффициента тары. Емкость этих думпкаров достигает 120 м³, при этом масса брутто составляет 240—260 т (рис. 21). Думпкары с подъемными бортами выпускаются без буферных брусьев, в связи с чем сцепные приборы незначительно выступают за кромку вагона. Расстояние между верхними кромками кузовов сочлененных думпкаров 100 мм. Некоторые думпкары снабжаются резиновыми фартуками, перекрывающими промежутки между ними.

С введением в горной промышленности стандартной колеи шириной 1435 мм емкость думпкаров возросла с 16 до 36 м³ (табл. 23), а позднее — до 60, 80, 90 и 100—120 м³. В последнее время в ФРГ начали выпускать восьмиосные думпкары грузоподъемностью 180 т и с осевой нагрузкой 300 кН. Думпкары первоначально устанавливались на двух- или трехосных тележках. Позднее для этого нашли применение двухосные тележки, отличающиеся меньшим износом и лучшими условиями вписывания в кривые радиуса до 100 м.

Таблица 23

Параметры думпкаров для перевозки вскрыши *

Емкость кузова, м³	Ширина колеи, мм	Ширина кузова, мм	Высота кузова над уровнем головки рельса, мм	Давление на колесо, кН	Собственная масса думпкаров, т
16	900	2380	2470	58	15,5
25	900	2600	2600	87	21,4
36	1435	3120	3200	128	30,0
55	1435	3100	3500	130	46,0
60	1435	3100	3650	135	42,0
80	1435	3800	3820	135	57,0
90	1435	4000	3870	144	60,5
96	1435	4000	4020	148	61,0
99,2	1435	4000	4050	149	61,0

* Думпкары, применяемые на европейских карьерах.

Характеристика вагонов, применяющихся для перевозки угля на европейских карьерах, приведена в табл. 24.

Выпускаемые вагоны характеризуются полной взаимозаменяемостью колесных скатов, буксовых узлов, сцепных и буферных

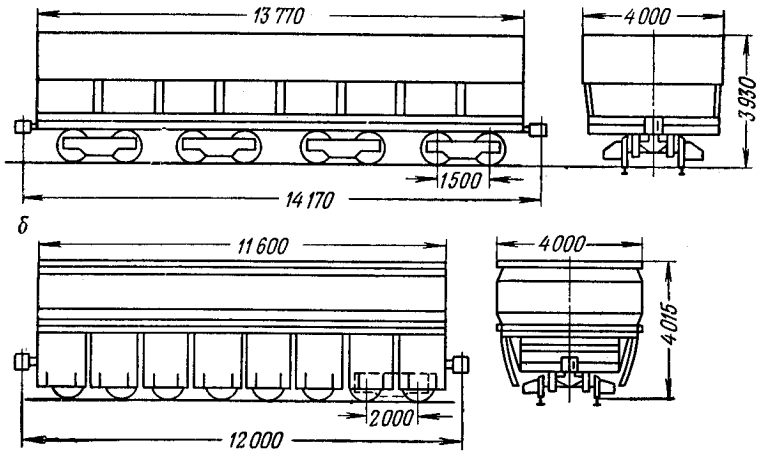


Рис. 21. Думпкары ФРГ для перевозки вскрыши (*а*) и угля (*б*) с кузовом емкостью соответственно 96 и 114 м³

устройств. В строительстве думпкаров новых конструкций начинают широко использовать легированные стали, легкие сплавы и пластмассы. Ведется работа по созданию новых типов вагонных тележек, по улучшению конструкций тормозных устройств, усилению автосцепок, широкому использованию различных амортизирующих

Таблица 24

Параметры вагонов для перевозки угля

Емкость кузова, м³	Ширина колеи, мм	Давление на колесо, кН	Собственная масса вагона, т
20	900	30	8,85
60	900	78	17,9
59	1435	81	22
72	1435	88	20,5
75	1435	105	24
81	1435	109	24
84	1435	106	25
98	1435	128	30
108	1435	137	31,9
114	1435	150	29
169	1435	144	33,9

устройств (резиновые рессоры, армированные стальными полосами, прокладки из упругого пластика и др.).

Сход с рельсов большегрузного вагона приводит к значительным повреждениям самого вагона и верхнего строения пути. Поэтому, начиная с 1964 г., применяются два варианта защитного устройства, патенты на которые выданы еще в 1886 г. Оба они воздействуют на тормозную систему уже при сходе с рельсов одной оси. С этой целью к буксовому узлу приваривается упор, который при движении буксы вниз в момент схода с рельса воздействует на воздушный клапан и включает тормозную систему.

В Советском Союзе железнодорожный транспорт наиболее распространен на крупных карьерах. За последние 10—15 лет на карьерном железнодорожном транспорте осуществлено коренное переоснащение технических средств (внедрены новые, прогрессивные виды тяги и др.). В настоящее время с помощью электрической и тепловозной тяги выполняется до 70% объема перевозок горной массы. Наибольшее распространение получила электрическая тяга с использованием постоянного тока при напряжении в контактной сети 1,5 кВ. С 1952 г. на угольные и меднорудные карьеры начали поступать отечественные электровозы типа IV-КП и электровозы 13Е1 (производства ЧССР) сцепным весом 1500 кН, а с 1957 г. — более совершенные электровозы 21Е1. Электровозы 13Е1 и 21Е1 являются шестиосными локомотивами, состоящими из трех секций с центральной кабиной, что обеспечивает хороший обзор. Привод осей индивидуальный, подвеска двигателя трамвайная. При использовании этих электровозов во втором звене комбинированного транспорта на карьерах глубиной 100—120 м их тяговые двигатели испытывают значительную перегрузку, что нередко вызывает аварийность двигателей. Низкая удельная мощность этих электровозов (10 кВт/т) при сравнительно большом сцепном весе послужили

основной причиной создания нового электровоза 26Е сцепным весом 1800 кН и мощностью 2550 кВт (против 1560 кВт у электровоза 21Е). Удельная мощность этого электровоза (14 кВт/т) вполне соответствует карьерным условиям эксплуатации. В последующие годы поступили электровозы 27Е сцепным весом 1200 кН и мощностью 1700 кВт.

Электровозы EL-1 и EL-2 (производства ГДР) получили преимущественное применение на железорудных карьерах. Они отличаются надежностью, экономичностью и удобством в эксплуатации. Электровозы EL-1 и EL-2 наиболее рационально применять на карьерах средней глубины (до 150 м). Их удельная мощность достигает 14 кВт/т. Шестиосный электровоз EL-1 сцепным весом 1500 кН имеет двухсекционный кузов с двумя концевыми кабинами управления и двумя короткими скосами. Такая компоновка вызвана стремлением улучшить размещение оборудования, однако она ухудшает условия работы локомотивной бригады ввиду затруднительности обзора и необходимости перехóда для управления от одного поста к другому. На электровозе установлено шесть тяговых двигателей общей часовой мощностью 2100 кВт. Электровозы EL-1 могут работать спаренно. На электровозе EL-2 сцепным весом 1000 кН установлено четыре тяговых двигателя общей часовой мощностью 1400 кВт.

Расширение масштабов применения железнодорожного транспорта на карьерах большой производительности вызвало необходимость использования переменного тока при напряжении 10 кВ. С 1960 г. Днепропетровский электровозостроительный завод приступил к выпуску электровозов Д-100 и Д-100М, работающих на переменном токе. Из-за присущих им недостатков (недостаточная мощность преобразователя, неполадки в работе масляного и водяного насосов, слабая вентиляция и др.) их выпуск был прекращен и начат выпуск более современного и надежного электровоза Д-94 сцепным весом 940 кН, выполненного на базе серийных маневровых электровозов ВЛ-41. Часовая мощность электровоза 1650 кВт, против 1420 кВт у электровоза Д-100М, удельная мощность 17,5 кВт/т. Малый сцепной вес этих электровозов обусловил необходимость их использования на карьерах двойной тягой. Помимо ограниченных тяговых возможностей, у них отсутствует электрическое торможение, а преобразовательное оборудование в значительной мере устарело. В настоящее время эти электровозы применяются на Качканарском, Коршуновском, Алтын-Топканском карьерах.

Техническая характеристика электровозов, применяемых на карьерах Советского Союза, приведена в табл. 25.

Удельный вес перевозок горной массы на карьерах тепловозной тягой не превышает 15—20%. Преимущественное распространение тепловозная тяга получила на хозяйственных, внутрицеховых и других вспомогательных видах перевозок и лишь частично используется при комбинированном транспорте. На ряде карьеров используются тепловозы ТЭМ-1 и ТЭМ-2, выпускаемые Брянским машиностроительным заводом. Тепловоз ТЭМ-2 за счет турбонаддува имеет бóльшую мощность по сравнению с мощностью тепловоза ТЭМ-1. Кроме

Таблица 25

Показатели	Электровозы					
	21E	26E	EL-1	EL-2	Д-100М	Д-94
Сцепной вес, кН	1500	1800	1500	1000	1000	940
Нагрузка на ось, кН	250	300	250	250	250	235
Колесная формула	$2_0—2_0—2_0$	$2_0—2_0—2_0$	$2_0—2_0—2_0$	$2_0—2_0$	$2_0—2_0$	$2_0—2_0$
Род тока	Постоянный				Переменный	
Тип преобразователя	—	—	—	—	Игнитронный	
Напряжение на токоприемнике, В	1500	1500	1500	1500	10 000	10 000
Мощность при часовом режиме, кВт	1560	2550	2100	1400	1420	1550
Мощность длительная, кВт	1200	2220	1740	1160	—	—
Сила тяги при часовом режиме, кН	198	317	249	165	165	200
Сила тяги максимальная, кН	300	500	360	288	—	—
Скорость движения при часовом режиме, км/ч	28,8	28,7	30,5	30,5	31	30
Скорость движения конструкционная, км/ч	60	65	65	65	70	65
Число ведущих осей	6	6	6	4	4	4
Длина по автосцепке, мм	20 690	21 470	21 320	13 770	16 700	16 400
Минимальный радиус вписывания в кривую, м	60	60	60	60	80	80
Страна-поставщик	ЧССР	ЧССР	ГДР	ГДР	СССР	СССР

того, у него более простая электрическая схема, более совершенная конструкция воздушного фильтра двигателя и система автоматического регулирования охлаждающих жидкостей, что обеспечивает ему лучшие эксплуатационные качества по сравнению с тепловозом ТЭМ-1.

Наибольшее распространение на карьерах получили тепловозы ТЭ-3, впервые выпущенные в 1953 г. Харьковским тепловозостроительным заводом. С 1956 г. они стали выпускаться Коломенским и Ворошиловградским заводами. Тепловозы ТЭ-3 используются при комбинированном транспорте на карьерах Ново-Криворожского, Центрального, Северного и Ингулецкого горно-обогатительных комбинатов. Тепловозы ТЭ-3 работают в составе одной или двух секций. При комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте предпочтительно работать двумя секциями, что сокращает простои локомотивосоставов при погрузке и в ее ожидании. К недостаткам тепловозов ТЭ-3 следует отнести отсутствие реостатного торможения, небольшие допустимые уклоны (менее $40^0/_{00}$) и радиусы кривых (не менее 125 м, а для последних усовершенствованных тепловозов не менее 80 м). Наиболее целесообразно их использовать на карьерах глубиной до 120—150 м, что объясняется нагревом обмоток якоря

главного генератора. Тяговая характеристика тепловоза ТЭ-3 показана на рис. 22.

В последнее время после снятия с производства тепловоза ТЭМ-2 Брянский завод начал выпускать тепловозы ТЭМ-5 с четырехтактным двигателем 6ДН9, обеспечивающим снижение конструктивной массы тепловоза на 7 т. На тепловозе установлено более совершенное электрооборудование, дизель-генератор располагается на резиновых прокладках, имеется принудительная вентиляция машинного отделения и высоковольтной камеры, значительно снижены шум и вибрация, значительно сокращено количество механизмов, нуждающихся в частых осмотре и ремонте. По сравнению с тепловозом ТЭМ-2 на 10% улучшено использование сцепного веса.

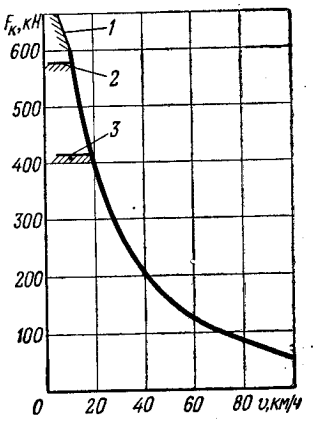


Рис. 22. Тяговая характеристика тепловоза ТЭ-3:

1, 2, 3 — ограничение соответственно по сцеплению, пусковому и длительному току ($F_к$ — сила тяги; υ — скорость движения)

Харьковским машиностроительным заводом выпускается двухсекционный тепловоз 2ТЭ-40 мощностью 6000 л. с. и сцепным весом 1260 кН. Луганским заводом выпускается тепловоз 2ТЭ-10Л сцепным весом 1300 кН. Оба тепловоза являются дальнейшим конструктивным улучшением тепловоза ТЭ-3.

Техническая характеристика тепловозов, используемых на карьерах Советского Союза, приведена в табл. 26.

Увеличение объемов перевозок в связи с дальнейшим развитием открытых горных разработок, а также рост глубины карьеров привели к необходимости совершенствования технических средств карьерного транспорта. Существующие электровозы оказались неспособными перевозить все возрастающие объемы горной массы на крупных карьерах. Коренным решением этой задачи явилось использование переменного тока напряжением 10 кВ и постоянного тока напряжением 3 кВ, а также тяговых агрегатов сцепным весом до 3600 кН.

Опыт эксплуатации мотор-вагонной тяги поездов на отечественных карьерах накапливался на протяжении последних 10—15 лет, начиная с 1957 г., когда на Коркинском карьере был построен и испытан первый образец моторного вагона. В 1965 г. на Соколовско-Сарбайский горно-обогатительный комбинат были поставлены два первых промышленных образца тяговых агрегатов EL-2y производства ГДР. Одновременно с этим в ГДР началось производство тяговых агрегатов EL-10, работающих на переменном токе. Тяговая характеристика агрегата EL-10 показана на рис. 23. Затем в 1968—1969 гг. Днепропетровским и Новочеркасским электровозостроительными заводами были изготовлены первые отечественные образцы тяговых агрегатов соответственно постоянного и переменного тока.

Таблица 26

Показатели	Тепловозы											
	ТЭ-3 (одна секция)	2ТЭ-10Л (одна секция)	2ТЭ-40 (одна секция)	ТЭМ-1	ТЭМ-2	ТЭМ-4 (на экспорт)	ТЭМ-5	ТГМ-10	ТГМ-5, ТГМ-6 (одна секция)	ТГМ-3А	ТГМ-23	ТГ-102К (одна секция)	ТГ-16 (одна секция)	ТГ-106
Завод-изготовитель	Луганский		Харьковский	Брянский					Людиновский		Муромский	Бывший Ленинградский	Людиновский	Луганский
Мощность, л. с.	2000	3000	3000	1000	1200	1000	1200	1200	1200	750	500	2000	1640	4000
Сцепной вес, кН	1260	1293	1260	1200	1200	1200	1224	1200	880	680	440	820	680	1340
Осевая формула	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	3—3	2—2	2—2	0—3—0	2—2	2—2	3—3
Нагрузка на ось, кН	210	216	210	200	200	200	200	200	220	170	146	205	170	224
Наименьший радиус кривой, м	125	125	125	80	80	100	80	80	80	40	60	125	100	125
Сила тяги (расчетная), кН	202	260	260	200	204	200	204	304*	250*	195*	125*	175	150	352
Скорость, км/ч	20	24	24	9	12	9	—	6,8	8	7	7	20	20	20
Тип дизеля по ГОСТ 4393—48	10Д $\frac{20,7}{2\times25,4}$	10ДН $\frac{20,7}{2\times25,4}$	164Н $\frac{24}{27}$	64Н $\frac{31,8}{33}$	64Н $\frac{31,8}{33}$	64Н $\frac{31,8}{33}$	—	64Н $\frac{31,8}{33}$	64Н $\frac{24}{27}$ и 84Н $\frac{26}{26}$	124Н $\frac{18}{20}$	124Н $\frac{15}{18}$	124Н $\frac{18}{20}$	124Н $\frac{18}{20}$	120Н $\frac{23}{30}$
Скорость вращения двигателя, об/мин	850	850	1000	740	750	750	—	750	1000	1400	1500	1500	1400	750

* Сила тяги в маневровом режиме.

В настоящее время на карьерном железнодорожном транспорте применяются следующие тяговые агрегаты:

EL-2y (с одним моторным вагоном), работающий на постоянном токе напряжением 1,5 кВ;

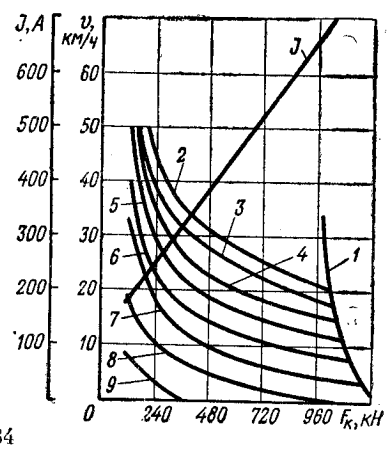


Рис. 23. Тяговая характеристика агрегата EL-10:

1 — ограничение по сцеплению; *2*, *3*, *4*, *5*, *6*, *7*, *8*, *9* — кривые скорости при экономических позициях электровоза соответственно 5, 9, 13, 17, 21, 25, 29, 33; *I* — тяговый ток электровоза; *v* — скорость движения; $F_к$ — сила тяги

ПЭ-2М (с двумя моторными вагонами), работающий на постоянном токе напряжением 3/1,5 кВ;

EL-10 (с двумя моторными вагонами), работающий на переменном токе напряжением 10 кВ, с источником автономного питания мощностью 750 л. с., расположенным на электровозе управления;

ОПЭ-1 (с одним моторным вагоном), работающий на переменном токе напряжением 10 кВ, с секцией автономного источника питания мощностью 2000 л. с.

В 1968 г. Днепропетровским электровозостроительным заводом начат выпуск тяговых агрегатов ПЭ-2 на напряжение 3 и 1,5 кВ. Тяговый агрегат состоит из трех тяговых единиц (электровоз управления и два моторных думпкара), оборудованных пневматическими и магниторельсовыми тормозами. Магниторельсовый тормоз устанавливается на локомотивах впервые. Он позволяет увеличить тормозной эффект на 15—20% для груженых и на 30—35% для порожних поездов. Тормоз приводится в действие постановкой рукоятки тормозного крана в положение экстренного торможения. Масса поезда для тягового агрегата ПЭ-2 составляет 1770 т, что включает тяговый агрегат и 10 думпкаров ВС-100 (при перевозке вскрыши) или 9 думпкаров (при перевозке руды). Для электровоза EL-1 сцепным весом 1500 кН поезд включает лишь 5 и 4 думпкара соответственно.

Тяговые агрегаты EL-10 предназначены для работы на переменном токе напряжением 10 кВ. Агрегат состоит из трех секций —

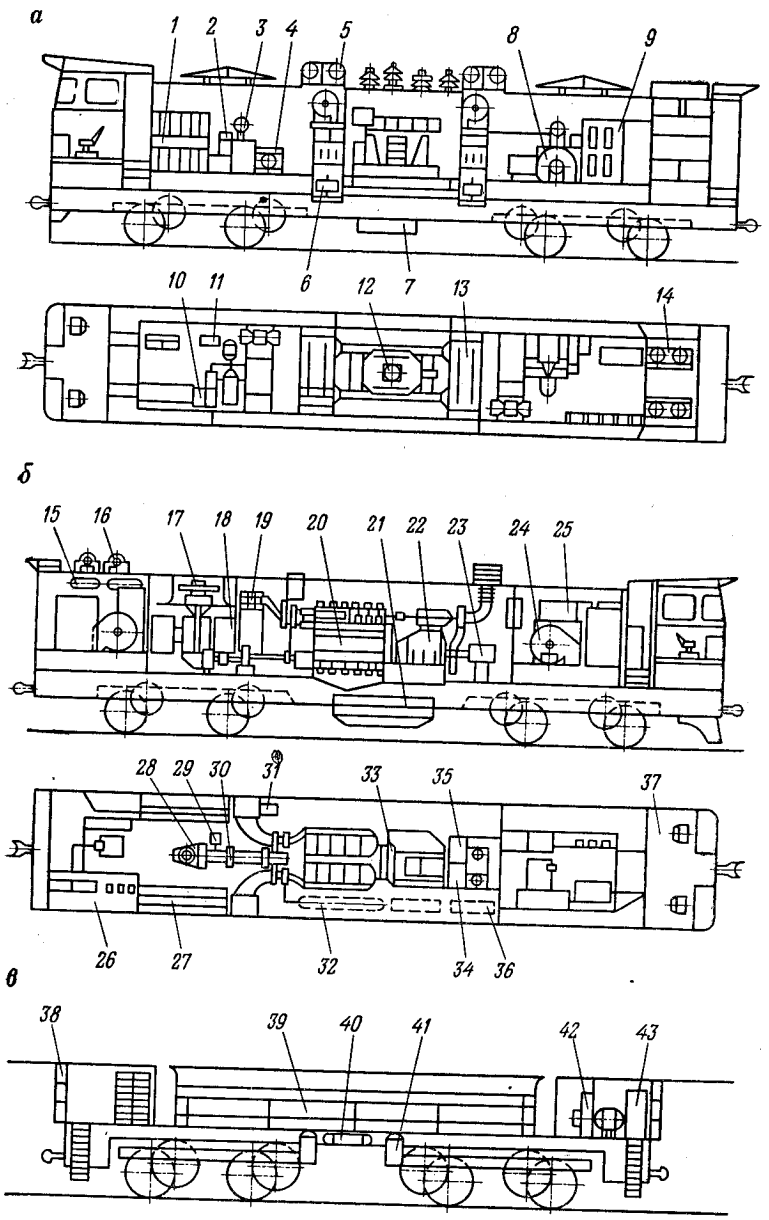


Рис. 24. Тяговый агрегат ОПЭ-1:

а, б, в — соответственно электровозная секция, тепловозная секция, моторный думпкар; *1* — блок силовых аппаратов; *2* — блок генератора; *3* — фазорасщепитель; *4* — блок мотор-компрессора; *5* — воздушные резервуары; *6* — сглаживающий реактор; *7* — аккумуляторная батарея; *8* — мотор-вентилятор; *9, 10, 11* — панели силовых аппаратов; *12* — блок силового трансформатора; *13* — выпрямительный блок; *14* — блок тормозных сопротивлений; *15* — бак противопожарной защиты; *16* — главные резервуары; *17* — вентилятор холодильника; *18* — камера холодильника; *19* — воздухоочиститель; *20* — дизель; *21* — топливный бак; *22* — генератор; *23* — компрессор; *24* — мотор-вентилятор; *25* — конденсатор; *26* — высоковольтная камера; *27* — секции холодильника; *28* — гидропривод вентилятора; *29* — автоматический привод вентилятора; *30* — задний распределительный редуктор; *31* — топливоподогреватель; *32* — теплообменник; *33* — передний распределительный редуктор; *34* — вентилятор наддува воздуха; *35* — вентилятор охлаждения генератора; *36* — аккумуляторные батареи; *37* — кабина машиниста; *38* — щит электрических соединений; *39* — кузов; *40* — запасной резервуар; *41* — цилиндр опрокидывания кузова; *42* — мотор-вентилятор; *43* — блок электрических приборов

электровоза управления и двух моторных думпкаров Электрическое оборудование в основном расположено на электровозе управления. Силовая установка электровоза, состоящая из трансформатора и кремниевой полупроводниковой выпрямительной установки, обеспечивает питание тяговых двигателей и моторных думпкаров. На электровозе расположена дизель-генераторная установка (источник автономного питания), используемая при движении по неэлектрифицированному пути.

В 1969 г. Новочеркасский электровозостроительный завод начал выпускать тяговые агрегаты ОПЭ-1, состоящие из трех секций — электровозной, тепловозной (мощность 2000 л. с.) и моторного думпкара (рис. 24). Для облегчения питания тяговых двигателей в электровозном режиме на электровозной секции установлен преобразовательный агрегат, состоящий из силового трансформатора, группового переключателя и двух выпрямительных установок, собранных из кремниевых вентилей и включенных по мостовой схеме. Каждая выпрямительная установка питает группу из шести параллельно включенных тяговых двигателей. Тепловозная секция может работать как в составе тягового агрегата, так и самостоятельно. Агрегат ОПЭ-1 является самым мощным локомотивом промышленного транспорта. В автономном режиме при скорости 18 км/ч сила тяги составляет около 20 000 кН, что в 4 раза выше, чем у агрегата EL-10.

В 1973 г. Днепропетровский электровозостроительный завод выпустил тяговые агрегаты ОПЭ-1А и ОПЭ-2, работающие на переменном токе.

В отличие от первой модификации агрегата ОПЭ-1 на тепловозной секции агрегата ОПЭ-1А установлен дизель-генератор 18ДГ с регулировкой мощности в пределах 1200—1500 л. с. Мощность дизель-генератора выбрана из условия ведения поезда, состоящего из тягового агрегата и 11 груженых думпкаров 2ВС-105, со скоростью 15—20 км/ч по передвижным неэлектрифицированным путям с уклоном до $5^0/_{00}$.

Тяговый агрегат ОПЭ-2 состоит из электровоза управления и двух моторных думпкаров. Электровоз управления агрегата ОПЭ-2 полностью унифицирован с электровозом управления агрегата ОПЭ-1А, а их моторные думпкары одинаковы и взаимозаменяемы. Отличие состоит в том, что агрегат ОПЭ-2 не имеет тепловозной секции.

На рис. 25 показана тяговая характеристика агрегата ОПЭ-2 в контактном режиме.

Наряду с тяговыми агрегатами ПЭ-2М (рис. 26) Днепропетровский завод согласно перспективному типажу должен изготавливать тяговые агрегаты ПЭ-1, предназначенные для работы на постоянном токе напряжением 3 кВ. В конструктивном отношении тяговый агрегат ПЭ-1 по сравнению с агрегатом ПЭ-2М более прост, что обеспечит повышение надежности его работы и облегчит условия обслуживания и ремонта.

Тяговые агрегаты по сравнению с электровозами обладают рядом преимуществ, способствующих повышению эффективности технологического процесса на карьерах. При применении тяговых агрегатов увеличивается масса поездов, что позволяет повысить производительность как локомотивосоставов, так и экскаваторов. Производительность тягового агрегата EL-10 на 27% выше производительности двух электровозов Д-100М, работающих по системе многих единиц. Фактически один тяговый агрегат заменяет 2,5 электровоза Д-100М.

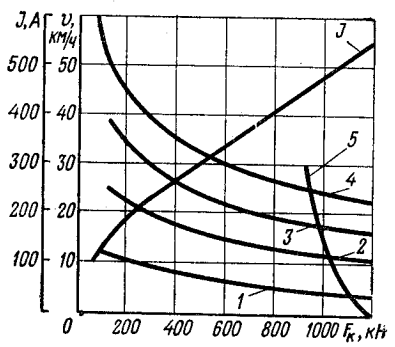


Рис. 25. Тяговая характеристика агрегата ОПЭ-2 в контактном режиме:

1, 2, 3, 4 — кривые скорости при экономических позициях электровоза; *5* — ограничение по сцеплению; *I* — тяговый ток электровоза; *v* — скорость движения; $F_к$ — сила тяги

К преимуществам тяговых агрегатов следует отнести также возможность увеличения уклонов путей выездных траншей до 60—80‰, что позволяет сократить объемы горно-капитальных и вскрышных работ, а также расширить область эффективного применения железнодорожного транспорта на глубоких карьерах. Тяговые агрегаты позволяют освоить в 2—2,5 раза больший объем перевозок, что весьма важно для современных и перспективных мощных карьеров. Использование тяговых агрегатов позволяет сэкономить эксплуатационные расходы на заработную плату локомотивных бригад, амортизационные отчисления, а также уменьшить расход энергии и др. Снижение расхода электроэнергии на перевозку горной массы достигается за счет перевозки в моторных вагонах агрегата дополнительно 90—110 т горной массы за один рейс (300—500 тыс. т в год). При среднем расходе электроэнергии 0,18 кВт·ч на 1 ткм перевозок экономия составляет 9—13 тыс. руб. на один тяговый агрегат.

Техническая характеристика тяговых агрегатов, применяемых на карьерах Советского Союза, приведена в табл. 27.

Тяговые агрегаты широко применяются на угольных и рудных карьерах (более 100 штук). Наиболее распространены тяговые агрегаты EL-10 и ПЭ-2М. В ближайшие годы их количество будет неуклонно расти, увеличиваясь в среднем на 30—40 штук в год.

Таблица 27

Показатели	Тяговые агрегаты				
	ПЭ-2М	EL-10	ОПЭ-1	ОПЭ-2	ОПЭ-1А
Сцепной вес агрегата (с груженными моторными думпкарами), кН	3680	3660	3600	3600	3600
Масса агрегата, т	278	264	315	270	323
Грузоподъемность моторного думпкара, т	45	55	45	45	45
Нагрузка на ось, кН	306	305	300	300	300
Осевая формула	3 (2_0—2_0)	3 (2_0—2_0)	3 (2_0—2_0)	3 (2_0—2_0)	3 (2_0—2_0)
Род тока	Постоянный	Переменный			
Тип преобразователя	—	Кремниевый			
Напряжение на токоприемнике, кВ	3/1,5	10	10	10	10
Мощность агрегата часовая, кВт	5460/2570	4920	6480	5600	5720
Сила тяги агрегата часовая, кН	694/328	681	810	700	634
Сила тяги агрегата максимальная, кН	1080/520	1224	1300	1200	1280
Скорость агрегата при часовом режиме, км/ч	289/136	257	285	290	307
Скорость агрегата конструкционная, км/ч	65	50	65	65	65
Тип дизельного двигателя	—	М753	14Д40	—	6Д49
Мощность дизельного двигателя, л. с.	—	750	2000	—	1500
Длина агрегата по автосцепке, мм	51306	52 300	55 160	48 206	51 506
Минимальный радиус вписывания в кривую, м	80	120	80	80	80
Страна-поставщик	СССР	ГДР	СССР	СССР	СССР

В процессе оснащения карьеров тяговыми агрегатами выделилось два характерных направления: внедрение тяговых агрегатов постоянного тока, требующее реконструкции транспортной системы с целью повышения напряжения в контактной сети с 1,5 до 3 кВ, и внедрение тяговых агрегатов, требующее небольших работ по переустройству транспортных сооружений и коммуникаций на карьерах, где по рабочим проектам предусматривалось использование переменного тока напряжением 10 кВ и мотор-вагонной тяги. В настоящее время предусмотрено оснастить тяговыми агрегатами карьеры комбината «Ураласбест», Джетыгоринского, Оленегорского, Михайловского и Лебединского горно-обогатительных комбинатов, Норильского и Балхашского горно-металлургических комбинатов и др.

Анализ практических данных и результатов исследований показывает, что наиболее экономично применение тяговых агрегатов на

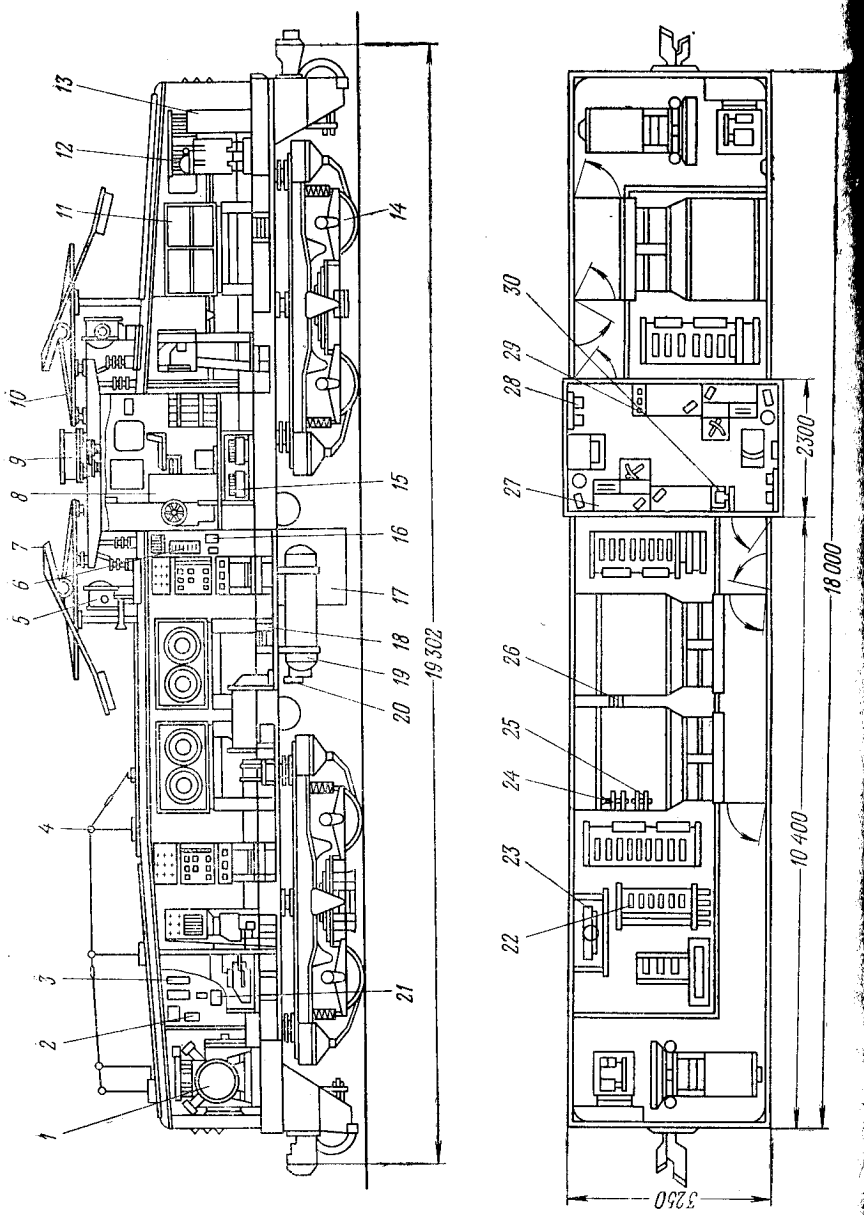


Рис. 26. Тяговый агрегат ПЭ-2М:

1 — двигатель-компрессор; *2* — счетчик электроэнергии; *3* — блок реле; *4* — радиостанция; *5* — прожектор; *6* — панель резисторов; *7* — токоприемник боковой; *8* — контроллер машиниста; *9* — дроссель помехоподавления; *10* — токоприемник центральный; *11* — блок пускотормозных резисторов; *12* — двигатель-компрессор токоприемника; *13* — двигатель-вентилятор; *14* — тележка; *15* — аккумуляторная батарея; *16* — реле максимального напряжения; *17* — резистор демпферный; *18* — шунт индуктивный; *19* — главный резервуар; *20* — двигатель-генератор; *21* — реле дифференциальное; *22* — блок силовых аппаратов; *23* — быстродействующий выключатель; *24* — отделитель единицы; *25* — откючатель двигателей; *26* — резистор демпферный; *27* — пульт управления; *28* — печь электрическая; *29* — блок переключателей; *30* — кнопки ручного тормоза

крупных карьерах глубиной свыше 150 м при годовых объемах перевозок более 20—30 млн. т. Тяговые агрегаты с одним моторным вагоном эффективно применять на карьерах производительностью 20—40 млн. т горной массы в год. На карьерах с годовым объемом перевозок 40—70 млн. т эффективно применять тяговые агрегаты постоянного тока сцепным весом 3600 кН, работающие на постоянном токе, на особо мощных и глубоких карьерах при годовом объеме перевозок 60—100 млн. т и уклонах путей 35—45‰ — тяговые агрегаты сцепным весом 3600 кН, работающие на переменном токе, а на карьерах глубиной до 300—400 м при уклонах 60—80‰ и годовом объеме перевозок до 110—130 млн. т — тяговые агрегаты сцепным весом 5600—6000 кН, работающие на переменном токе.

Утвержденный типаж перспективных электровозов предусматривает выпуск тяговых агрегатов сцепным весом 2400 и 3600 кН для работы на постоянном токе (напряжение 3 кВ) и переменном (напряжение 10 кВ). Анализ параметров перспективных электровозов (табл. 28) и тяговых агрегатов (табл. 29) показывает, что при их освоении промышленностью потребность карьеров в тяговых средствах будет в основном удовлетворена, за исключением особо мощных и глубоких карьеров с уклонами железнодорожных путей 60—80‰, где необходимо применение тяговых средств сцепным весом до 5600—6000 кН и мощностью 9—10 тыс. кВт.

Большие перспективы открываются для использования электровозов и тяговых агрегатов с источником автономного питания. Последний может быть размещен на электровозной секции, необмоторенной секции и тепловозной секции.

Вариант размещения источника автономного питания выбирается в зависимости от мощности, типа и габаритов дизель-генераторной установки, а также назначения источника автономного питания. Вариант размещения источника автономного питания на тепловозной секции представляет наибольший интерес в случае использования тяговых агрегатов при комбинированном транспорте, так как тепловозная секция не только обеспечивает ведение поезда на неэлектрифицированных путях, но и является тяговой единицей агрегата на руководящем подъеме, получая питание через электровоз управления от контактной сети.

Мощность источника автономного питания выбирается исходя из условия, что при движении

Таблица 28

Электровоз	Осевая формула	Параметры электровозов: Сцепной вес, кН	Мощность часового режима, кВт	Напряжение в контактной сети, кВ	Сила тяги при часовом режиме, кН	Скорость при часовом режиме, км/ч	Скорость конструкционная, км/ч	Минимальный радиус вписывания в кривую, м	Источник автономного питания
Электровозы, работающие на постоянном токе									
ПЭ-11	$2_0—2_0—$	1800	2700	3	380—320	25—30	65	80	ДГУ (мощность 1200 л. с.)
ПЭ-12	2_0			3/1,5					
ПЭ-13				1,5					
ПЭ-14				3					
ПЭ-15	$2_0—2_0$	1200	1800	3/1,5	260—210	25—30	65	80	ДГУ (мощность 500 л. с.)
ПЭ-16				1,5					
ПЭ-17	$2_0—2_0$	840	920	1,5	170—140	25—30	65	60	ДГУ (мощность 300 л. с.)
ПЭ-12	$2_0—2_0$	600	680	1,5	120—100	25—30	65	60	—
ПЭ-IV	$2_0—2_0$	300	260	0,55	50	17	45	40	—
Электровозы, работающие на переменном токе									
ОПЭ-5	$2_0—2_0—2_0$	1800	3180	10	450—380	25—30	65	80	ДГУ (мощность 1200 л. с.)
ОПЭ-6	$2_0—2_0$	1200	2120	10	300—250	25—30	65	80	—
ОПЭУ-1	$2_0—2_0$	280	260	10	50	17	45	40	—
ОПЭУ-2	$A2+(2_0—2_0)$	280	260	10	50	17	45	40	А (мощность 100 кВт-ч)

Примечание. А — аккумуляторная батарея; ДГУ — дизель-генераторная установка. Электровозы ОПЭУ-1 и ОПЭУ-2 — узкоколейные.

в автономном режиме по передвижным горизонтальным или слабонаклонным путям источник должен обеспечить ведение поезда, масса которого определена в зависимости от руководящего уклона постоянных путей и мощности тягового агрегата, с перспективной скоростью 20—25 км/ч. В табл. 30 приведены параметрический ряд источников автономного питания, разработанный Минчерметом СССР, и условия рационального применения тяговых агрегатов с источником автономного питания.

На крупных современных карьерах вагонный парк составляет 500—700 шт., обслуживающий персонал — 150—200 чел., а затраты, связанные с ремонтом и содержанием думпкаров, достигают 20—30% затрат на транспортирование. Большой удельный вес вагонного хозяйства на карьерном транспорте определяет актуальность работ

Таблица 29

Тяговый агрегат	Осевая формула	Параметры агрегатов: Нагрузка на ось, кН	Сцепной вес, кН	Мощность часового режима, кВт	Напряжение в контактной сети, кВ	Сила тяги при часовом режиме, кН	Скорость при часовом режиме, км/ч	Скорость конструкционная, км/ч	Минимальный радиус вписывания в кривую, м	Источник автономного питания
Агрегаты, работающие на постоянном токе										
ПЭ-1	$(2_0—2_0)+2В\,(2_0—2_0)$	300	3600	5400	3	770—640	25—30	65	80	—
ПЭ-2					3/1,5					
ПЭ-3	$Д2+(2_0—2_0)+2В\,(2_0—2_0)$	300	3600	5400	3	770—640	25—30	65	80	ДГУ
ПЭ-4					3/1,5					
ПЭ-5	$Д2+(2_0—2_0)+В\,(2_0—2_0)$	300	2400	3600	3	510—430	25—30	65	80	ДГУ
ПЭ-6					3/1,5					
ПЭ-7					3					
ПЭ-8	$(2_0—2_0)+В\,(2_0—2_0)$	300	2400	3600	3/1,5	510—430	25—30	65	80	—
ПЭ-9					1,5					
ПЭ-10										
Агрегаты, работающие на переменном токе										
ОПЭ-1	$(2_0—2_0)+Д\,(2_0—2_0)+В\,(1_0 1 1_0—1_0 1 1_0)$	300	3600	6360	10	940—760	25—30	65	80	ДГУ
ОПЭ-2	$(2_0—2_0)+2В\,(1_0 1 1_0—1_0 1 1_0)$	300	3600	6360	10	910—760	25—30	65	80	—
ОПЭ-3	$(2_0—2_0)+Д\,(2_0—2_0)$	300	2400	4240	10	610—510	25—30	65	80	ДГУ
ОПЭ-	$(2_0—2_0)+В\,(1_0 1 1_0—1_0 1 1_0)$	300	2400	4240	10	610—510	25—30	65	80	—

Примечание. Д — источник автономного питания с дизель-генераторной установкой (ДГУ); В — моторный вагон.

Таблица 30

Мощность источника автономного питания, л. с.	Размещение источника автономного питания	Тяговые средства, для которых предназначен источник автономного питания	Условия рационального применения тяговых агрегатов с источником автономного питания
500	На электровозной секции	Электровозы сцепным весом до 1200 кН	
820 *	На необмоторенной секции	Электровозы сцепным весом 1500—1800 кН	
		Тяговые агрегаты сцепным весом 2200—2400 кН	При уклонах путей свыше 45‰
	На электровозной секции	Тяговые агрегаты сцепным весом 2200—2400 кН	При уклонах путей свыше 45‰
1300—1500	На тепловозной секции	Тяговые агрегаты сцепным весом 3600 кН	При уклонах путей 50‰ и более
		Тяговые агрегаты сцепным весом 2200—2400 кН	При уклонах путей 35—45‰
2000	На тепловозной секции	Тяговые агрегаты сцепным весом 3600 кН	При уклонах путей 30—45‰
		Перспективные тяговые агрегаты сцепным весом свыше 3600 кН	

* Источник предназначен для эксплуатирующихся электровозов.

по совершенствованию и созданию новых вагонов. Основным типом вагонов на рудных карьерах являются думпкары, которые составляют 70—75 % вагонного парка. В период интенсивного технического перевооружения карьерного железнодорожного транспорта (1961—1970 гг.) вагонный парк карьеров претерпел значительные изменения: количество думпкаров грузоподъемностью до 50 т уменьшилось в 2,2 раза, а грузоподъемностью 60—62 т — в 1,3 раза, количество думпкаров грузоподъемностью 80—85 т увеличилось в 1,6 раза, а грузоподъемностью 95—105 т — в 2,2 раза. Тенденция увеличения количества думпкаров грузоподъемностью 100 т и более будет существовать и в ближайшие годы. Увеличение грузоподъемности думпкаров обусловливается преимущественным развитием мощных глубоких рудных карьеров, повышением емкости ковша экскаваторов до 12—15 м³, внедрением мощных тяговых агрегатов и др. За последние 15 лет в Советском Союзе было создано более десяти типов думпкаров и их модификаций грузоподъемностью 50—180 т. Техническая характеристика думпкаров, применяемых на карьерах Советского Союза, приведена в табл. 31.

Наибольшее распространение получили думпкары ВС-85 и 2ВС-105, выпускаемые Калининградским вагоностроительным заводом и пред-

Таблица 31

Показатели	Думпкары				
	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-130 *	2ВС-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	120—130	180
Емкость кузова, м³	26,7	38	48,5	50	58
Тара, т	29	35	49	50,5	62
Коэффициент тары	0,49	0,412	0,46	0,40	0,34
Длина по автосцепке, мм	11 720	12 170	15 020	15 020	17 580
База, мм	7500	7750	9340	9340	8120
Ширина кузова наружная, мм	3275	3520	3520	3520	3460
Высота от уровня головки рельса, мм:					
до верха борта	2680	3180	3200	3266	3285
до дна кузова	1700	1900	1920	1946	1970
до оси автосцепки	1060	1060	1060	1060	1060
Внутренние размеры кузова, мм:					
длина вверху	10 016	10 530	13 355	13 395	16 216
длина внизу	9561	10 120	12 986	12 986	15 556
ширина вверху	2990	3120	3120	3120	3200
ширина внизу	2610	2622	2622	2622	2740
высота	980	1280	1280	1320	1315
Угол наклона кузова при разгрузке, градусы	45	45	45	45	45
Давление воздуха в цилиндрах опрокидывания при разгрузке, кН/м²	500—600	500—600	700	700	600
Число цилиндров опрокидывания	4	4	6	6	8
Объем запасного резервуара, л	600	—	—	—	1500
База тележки, мм	1850	1850	3000	3000	3010
Число осей	4	4	6	6	8
Диаметр колеса, мм	950	950	950	950	950
Наименьший радиус вписывания, м	80	80	80	80	80
Нагрузка на ось, кН	222,5	300	256	300	303
Завод-изготовитель	Калининградский				

* Опытный думпкар.

назначенные для перевозки скальных пород. Думпкар ВС-85 (рис. 27), выпускаемый с 1968 г., представляет собой четырехосный цельнометаллический вагон сварной конструкции с двумя двухосными тележками, четырьмя телескопическими цилиндрами разгрузочного механизма и специальными литыми направляющими механизма открывания и закрывания бортов.

Думпкар 2ВС-105 (рис. 28) выпускается с 1967 г. Конструктивно он во многом одинаков с ранее выпускавшимся думпкаром ВС-100. Длина кузова уменьшена, а емкость увеличена с 44 до 50 м³. Это обеспечивает меньшую длину состава, большее удобство разгрузки в бункер, лучшее использование грузоподъемности думпкара. Продольные борта думпкара усилены профилированными

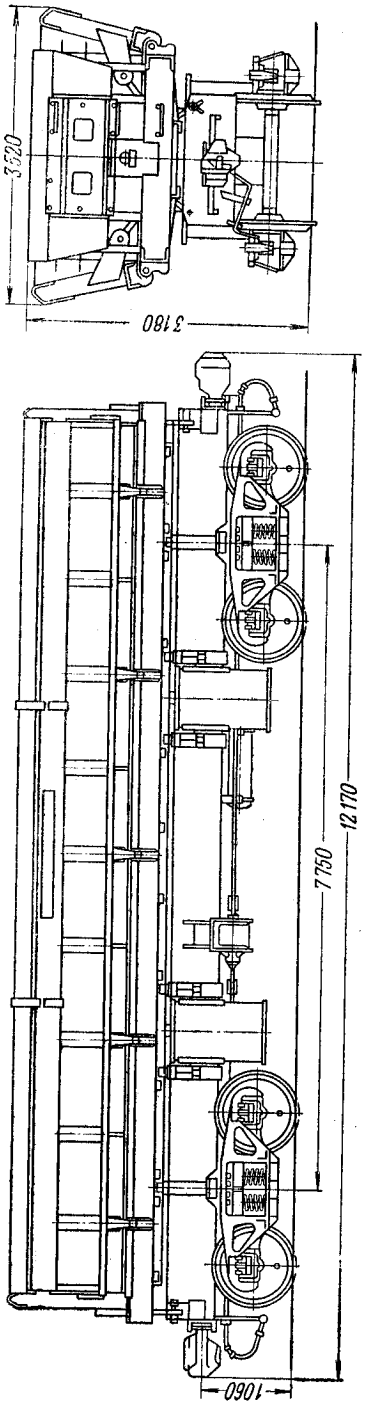


Рис. 27. Думпкар ВС-85 грузоподъемностью 85 т

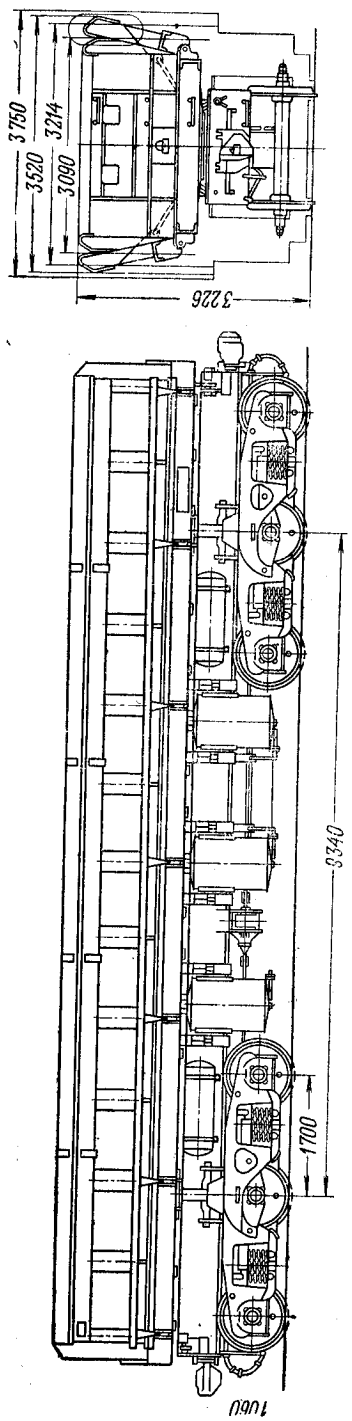


Рис. 28. Думпкар 2ВС-105 грузоподъемностью 105 т

штампованными элементами, изменена заделка лобовой стенки, настил пола выполнен не из продольных, а из поперечных брусьев. В последней конструкции прочность рамы думпкара значительно усилена за счет применения неразрезных поперечных балок коробчатого сечения.

Думпкар ВС-130 создан на базе думпкара 2ВС-105 с сохранением его основных параметров и унификацией всех основных несущих элементов (рис. 29). Он также является шестиосным вагоном с двумя трехосными тележками, имеющими двустороннее нажатие на среднюю

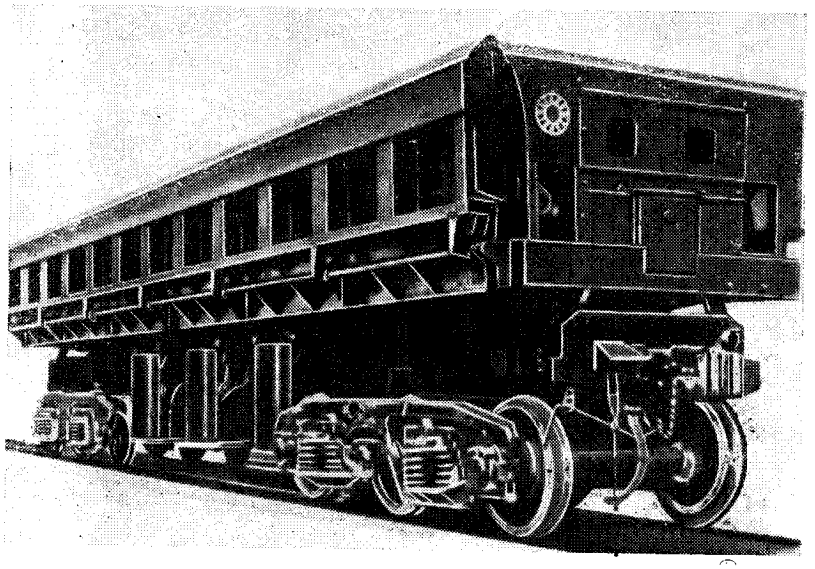


Рис. 29. Думпкар ВС-130 грузоподъемностью 130 т

колесную пару. Думпкар предназначен для перевозки скальных пород с объемной массой в разрыхленном состоянии 2—2,5 т/м³ при погрузке экскаватором с ковшом емкостью до 6—8 м³.

В 1961 г. Калининградским заводом выпущен думпкар ВС-180 (рис. 30), являющийся восьмиосным вагоном с двумя четырехосными тележками, спаренными из двух двухосных посредством связывающей рамы. Разгрузочный механизм состоит из восьми пневматических цилиндров. Вагон предназначен для перевозки скальных пород с объемной массой 1,75—2,25 т/м³. При перевозке мягких пород грузоподъемность думпкара ограничена емкостью кузова и не превышает 140 т. Прочность кузова рассчитана на погрузку экскаватором с ковшом емкостью 8 м³ (допускается падение кусков породы весом до 4 т с высоты 2 м на слой подсыпанной породы не менее 50 см).

В перспективе предполагается создание думпкаров грузоподъемностью 240—280 т. Видимо, они будут также сочлененными, с кузовом

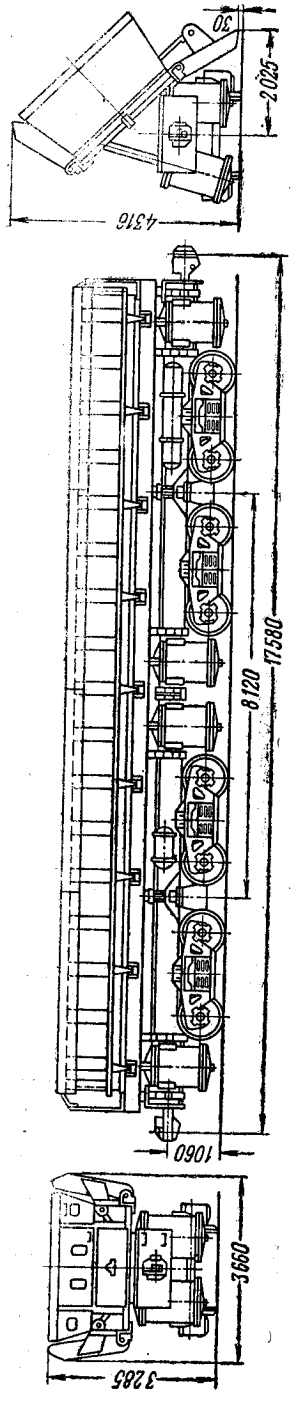


Рис. 30. Думпкар ВС-180 грузоподъемностью 180 т

из двух раздельных частей, имеющих между собой зазор, но меньший, чем при сцепке двух вагонов, что уменьшает тару вагона и обеспечивает лучшие условия для движения по карьерным путям. В новых конструкциях думпкаров намечается более широкое применение штампованных, гнутых и коробчатых элементов, легированных сталей и легких сплавов, различных амортизирующих средств и др. Однако до настоящего времени не решена проблема создания надежного типа думпкаров грузоподъемностью свыше 100 т для перевозки тяжелых скальных пород при погрузке экскаватором с ковшом емкостью 10—12 м³. Испытания думпкаров 2ВС-105, ВС-130, ВС-180 показали, что для повышения надежности думпкаров, улучшения эксплуатационных качеств в соответствии с условиями работы карьеров будущего необходимы принципиально новые конструктивные решения кузова, рамы, ходовой части, системы опрокидывания. В настоящее время рядом институтов (ИГД им. Скочинского, ИГД Минчермета СССР, МИИТ, ВНИИВ и др.) ведутся научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы по созданию перспективных думпкаров, способных выдерживать большие ударные нагрузки и имеющих более совершенную тормозную систему (электропневматический тормоз, авторежим, автоматический стояночный тормоз), устройства для световой и звуковой сигнализации, систему дистанционной разгрузки с управлением из кабины локомотива, устройства для контроля пробы тормозов из кабины локомотива, сигнализатор схода с рельсов и др.

§ 3. Средства конвейерного и скипового транспорта

С целью сокращения расстояния транспортирования от перегрузочного пункта в карьере до приемных пунктов

на поверхности на карьерах глубиной более 200—250 м стремятся использовать такой транспорт, которому доступны значительно более крутые подъемы, чем железнодорожному транспорту. Одним из видов такого транспорта является конвейерный транспорт (различного рода конвейерные подъемники с резиновой лентой, выполняющей функции тягового и несущего или только несущего органа), находящий применение и на нагорных карьерах, где он перемещает горную массу под уклон. Конвейерные подъемники работают на подъемах, не превышающих 16—18°, на спуске ленточные конвейеры имеют уклоны до 14—15°. В случае, когда необходимо и возможно перемещать горную массу из карьеров глубинного типа со значительно бо́льшим углом подъема, практикуют использование скиповых подъемников. Скиповые подъемники работают на подъемах до 40—50°.

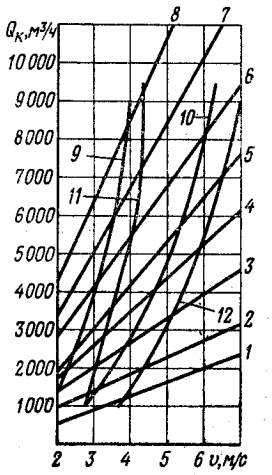


Рис. 31. График зависимости производительности $Q_к$ ленточных конвейеров (в рыхлой массе) от скорости движения ленты v при угле установки боковых роликов 30°:

1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8 — при ширине ленты соответственно 1000, 1200, 1400, 1600, 1800, 2000, 2200, 2400 мм; *9* и *10* — границы области рекомендуемых скоростей движения ленты для скальных пород; *11* и *12* — то же, для рыхлых пород

Конвейерный подъемник представляет собой один или ряд конвейеров, установленных на борту карьера в открытой траншее или в наклонном стволе. На современных конвейерных подъемниках, работающих в комбинации с автотранспортом, ширина конвейерных лент колеблется от 650 до 1524 мм (наиболее распространена ширина лент 1200 и 1372 мм). На некоторых карьерах Австралии предполагается увеличение ширины ленты до 3000 мм. Конвейеры с широкой лентой имеют большие потенциальные возможности. Например, лента шириной 3000 мм при угле наклона боковых роликов 35° и скорости движения 3,04 м/с может перемещать за смену (8 ч) 225 тыс. т руды. Скорость движения ленты при транспортировании скальных пород достигает 3,5—4 м/с и имеет тенденцию к увеличению до 6—8 м/с (рис. 31). Последнее позволяет уменьшить ширину ленты и снизить стоимость конвейера при сохранении его производительности. Однако при транспортировании скальных пород увеличение скорости движения ленты возможно лишь при условии уменьшения кусков горной массы, в противном случае неизбежен повышенный износ ленты и применение конвейерного транспорта становится нерентабельным.

Длина ставов ленточных конвейеров при комбинированном транспорте на рудных карьерах достигает 4—5 км и имеет тенденцию к увеличению. Последнее обеспечивает более высокую надежность конвейеров и сокращает трудоемкость их обслуживания. Установлено, что с увеличением длины става с 0,8—1 до 2—3 км удельная

производительность труда возрастает более чем на 30%, а стоимость транспортирования снижается на 15%. Производительность карьерных конвейеров достигает 20 000 т/ч. Ведется разработка конвейера производительностью 30 000 т/ч.

Предельный угол наклона конвейеров с гладкой лентой изменяется в пределах 12—23°. Наиболее распространенным углом наклона конвейеров при подъеме горной массы является угол 14—18°, а при спуске — угол 12—15°. Характерной особенностью ленточных конвейеров является то, что их производительность с увеличением угла наклона уменьшается незначительно. Так, при угле наклона 16° уменьшение производительности по сравнению с горизонтальным расположением конвейера составляет всего 10%. Для ленточных конвейеров, размещаемых на поверхности, допускается кривизна в плане, зависящая от натяжения ленты, поперечной ее жесткости, угла желобчатости и др. Конвейер длиной 0,8—0,9 км с лентой шириной 1000 мм может иметь кривизну в плане радиусом 1000 м. Для более узкой ленты с меньшим натяжением и менее жестким каркасом допустимый радиус кривизны в плане равен 400 м. Специальная лента с центральным каркасом и бортами, расположенными под углом 90° в средней части, может иметь кривизну в плане радиусом 70 м.

У конвейеров с большой длиной става обычно применяют несколько приводов. Это вызвано тем, что продольное усилие, передаваемое на ленту, должно по возможности равняться тяговому усилию. В таких случаях, как правило, на карьерных конвейерах имеется головной двух- или трехбарабанный привод и дополнительный однобарабанный хвостовой привод. При этом головной привод в 2 раза и более превышает мощность привода хвостового барабана. Стремление использовать конвейеры с большой длиной става вызвало применение привода из типовых блоков двигатель — редуктор. Обычно устанавливают по два таких блока. Это вызвано необходимостью унифицировать двигатели и редукторы. При уменьшении массы отдельных блоков повышается эксплуатационная надежность приводов. Выход из строя одного такого блока и отключение его на время замены относительно мало отражается на энерговооруженности конвейера, который временно может продолжать работу лишь с несколько пониженной производительностью. С увеличением общей мощности конвейеров соответственно растет и мощность блоков двигатель — редуктор. На зарубежных карьерах самыми мощными считались блоки мощностью 265 и 430 кВт, затем были освоены блоки мощностью 630 кВт, а в настоящее время испытываются блоки мощностью 1000 и 1500 кВт. Последние предназначены для конвейеров с резинотросовой лентой шириной 3000 мм, имеющей сопротивление на разрыв 63 кН/см (по ширине). Для размещения на приводной станции шести блоков мощностью по 1500 кВт применен трехбарабанный привод и натяжное устройство между первым и вторым барабанами. Масса такого привода достигает 900 т. Тенденция такого устройства приводов крупных конвейеров распространяется

с угольных на рудные карьеры, где на конвейерах используются блоки сравнительно небольшой мощности. На конвейерах для транспортирования руды обычно применяются одно- и двухбарабанные приводы с асинхронными электродвигателями. Двухбарабанные приводы при большой длине и производительности конвейеров снабжаются тремя, четырьмя и даже шестью двигателями. С целью снижения затрат и обеспечения удобств при ремонте и замене электродвигателей последние, как правило, принимаются однотипными и одинаковой мощности (или двух-трех типоразмеров). Превышение пускового момента электродвигателей обычно гарантирует от перегрузок при запуске.

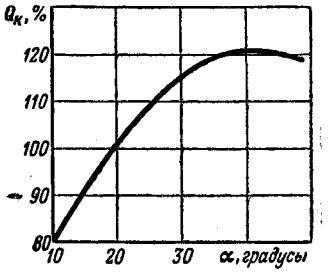


Рис. 32. График зависимости производительности $Q_к$ конвейера от угла α наклона боковых роликов

Для натяжения конвейерной ленты применяются натяжные устройства преимущественно лебедочного типа с датчиками для определения усилия натяжения. Желобчатость верхней и нижней ветви ленты достигает соответственно 35 и 15°. Увеличение угла наклона верхних боковых роликов с 15—20 до 35° (и даже до 45°) позволяет повысить производительность конвейера на 12—16% (рис. 32). Для верхней ветви ленты обычно используют трех- и пятироликовые опоры, для нижней ветви — одно- и двухроликовые. Применяются ролики как с резиновым покрытием, так и без него. Наиболее успешно работают подвесные гибкие гирляндные роликоопоры (рис. 33), снижающие массу конвейера (в 1,5—1,6 раза), амортизирующие толчки, уменьшающие износ ленты (в 1,2—1,5 раза) и стоимость конвейера (примерно на 20%). Особенно эффективны гирляндные ролики с встроенными пружинными подвесками. Гирляндные роликоопоры состоят из обычных роликов, соединенных шаровым шарниром или цепным соединением. Они обладают хорошей несущей способностью и большим сопротивлением удару, что особенно важно при транспортировании крупнокусковой горной массы. К достоинствам гирляндных подвесных роликоопор следует также отнести возможность их замены без остановки конвейера. Они конструктивно сочетаются с канатным ставом конвейера, что позволяет резко снизить его массу и уменьшить динамические нагрузки. В последнее время при транспортировании скальных пород и руд на карьерах Криворожского бассейна применяются податливые роликоопоры (стандартные трехроликовые опоры), укрепленные на канатах (рис. 34). На погрузочных пунктах некоторых карьеров успешно используются гибкие подвесные роликоопоры с футерованными резиной роликами. При транспортировании крупнокусковой горной массы успешно испытаны пневморолики. Использование высокоэффективных комбинированных уплотнений подшипников гибких подвесных роликоопор позволило применить долговременную смазку

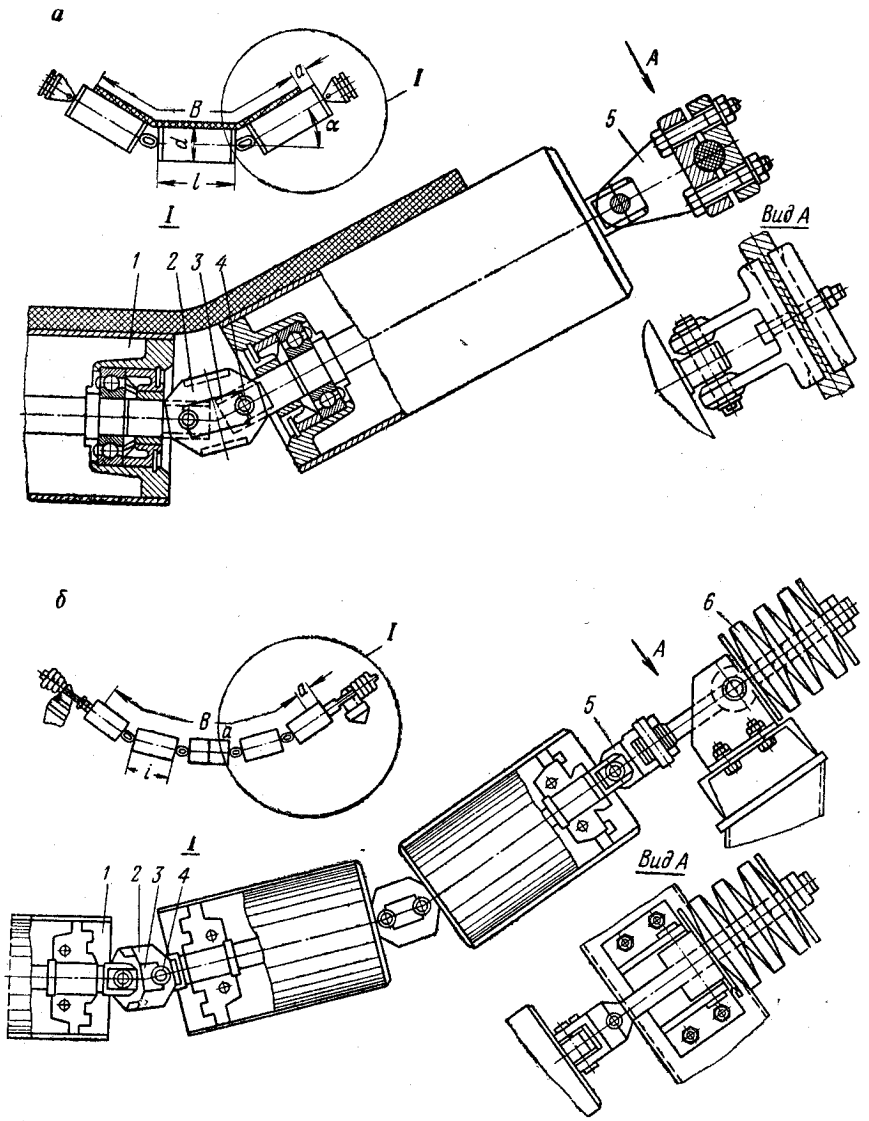


Рис. 33. Подвесная шарнирная роликоопора ленточного конвейера:

а — для линейной части (*1* — ролик; *2* — соединительное звено; *3* — стопорная планка; *4* — палец; *5* — узел подвески); *б* — для мест загрузки (*1* — ролик; *2* — соединительное звено; *3* — стопорная планка; *4* — палец; *5* — шарнирное соединение; *6* — узел подвески с амортизатором)

подшипников. В результате не только существенно снизилась трудоемкость эксплуатации конвейеров, но и увеличился срок службы роликов до трех лет и более, что в 1,5—1,8 раза больше, чем у обычных роликов. Известны примеры успешного применения гибких роликоопор на конвейерных установках производительностью 12—15 тыс. т/ч. Оснащение конвейеров гибкими роликоопорами позволяет повысить скорость движения ленты до 3—5 м/с, а при транспортировании мелкокусковой горной массы — до 8—10 м/с.

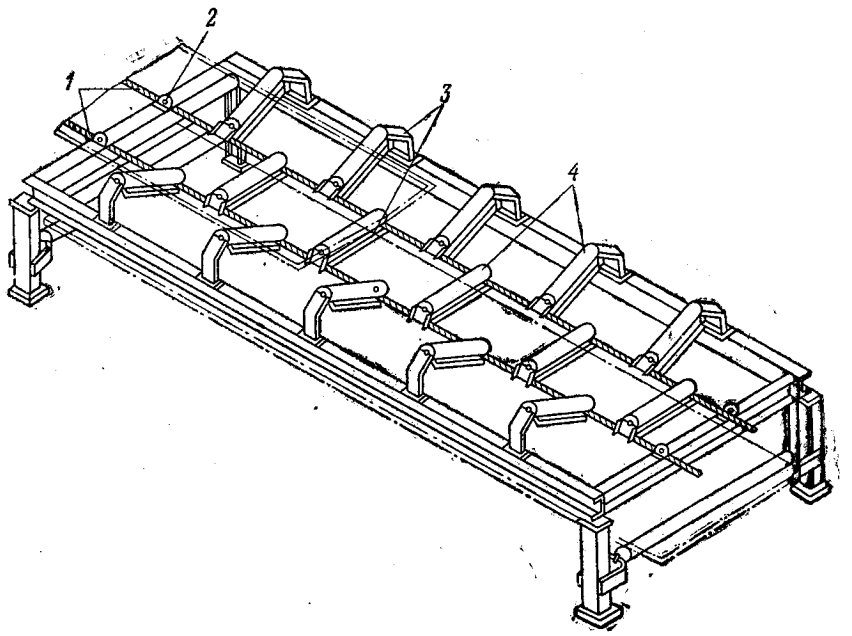


Рис. 34. Секция ленточного конвейера с податливыми роликоопорами конструкции ИГТМ АН УССР:

1 — продольные канаты; *2* — крепление канатов; *3* — опоры средних и боковых роликов; *4* — ролики

Большое натяжение ленты при большой длине конвейера имеет целью уменьшить прогиб ленты. При транспортировании мелкокусковой горной массы и большом натяжении ленты верхние желобчатые ролики устанавливают на расстоянии до 3 м. Уменьшение количества роликоопор позволяет уменьшить сопротивление движению конвейера, а также эксплуатационные расходы. Во избежание чрезмерного прогиба и возможного просыпания горной массы в момент остановки конвейера лента опирается на промежуточные опоры из изогнутых железных прутков круглого сечения.

Загрузка крупнокусковой скальной горной массы обычно осуществляется при шаге между роликоопорами до 0,35—0,5 м. С целью

снижения износа конвейерной ленты расстояние между роликоопорами в местах загрузки иногда увеличивают до 0,8—1,2 м. Динамическое воздействие горной массы на ленту в местах загрузки в зависимости от расстояния между роликами характеризуется следующими данными:

Расстояние между роликоопорами, м . . .	1,5	1,0	0,5	0,25
Сила удара горной массы по ленте, % . .	100	120	190	250

При загрузке конвейеров сила удара горной массы по ленте в пролете между роликоопорами в 3—5 раз меньше, чем над жестким роликом, и в 1,6—2,5 раза меньше, чем над футерованным мягкой резиной роликом или гибкой роликоопорой. В месте загрузки высота свободного падения кусков горной массы обычно не превышает 300 мм и загрузка ленты кусками производится на подсыпной слой из мелких (до 25 мм) фракций толщиной 50 мм и более, снижающий силу удара на 30—40%. Подсев мелочи на ленту производится валковыми и шнековыми питателями-грохотами. Недостатком такого загрузочного устройства является сложность и значительный износ рабочих органов при грохочении абразивных горных пород. Поэтому в местах загрузки применяют колосниковые неподвижные грохоты с пружинящими колосниками или лотки вибрационного действия, нижняя часть которых имеет криволинейный профиль. Иногда упругое крепление лотка под воздействием падающих на лоток кусков обеспечивает его вибрацию. Пружинящие грохоты и вибрирующие лотки препятствуют образованию завалов горной массы в месте перегрузки (особенно при увеличении ее влажности). Для осуществления плавной перегрузки с конвейера на конвейер и уменьшения износа ленты используются также подвесные щиты, различного рода гасители скорости и отражатели для смягчения ударов крупных кусков.

С целью уменьшения прилипания и примерзания к ленте горной массы применяют различного рода скребки, щетки и др.

На конвейерах используются надежные системы торможения (рекуперативное, пневмомеханическое и электрогидромеханическое торможение), обеспечивающие остановку всего комплекса за 5—7 с.

Для уменьшения чрезмерных мгновенных пусковых нагрузок и равномерного распределения нагрузок между приводными барабанами конвейеры оборудуются гидравлическими, магнитными и центробежными муфтами. При работе конвейера под уклон электрические схемы предусматривают не только рекуперативный режим работы электродвигателей, но и возможность использования их в качестве тормозов-замедлителей и средств регулирования скорости движения ленты.

На конвейерных линиях большой длины, когда конвейерами производится не только подъем, но и транспортирование горной массы на поверхности, наиболее часто используются канатно-ленточные

конвейеры, которые легко устанавливаются, передвигаются, удлиняются и демонтируются. По сравнению с обычными конвейерами конструкция их ленты проще (более легкая и имеет меньше слоев) и срок ее службы в 1,5—2 раза больше, а расход мощности на 40% ниже. Вследствие этого расходы на их эксплуатацию значительно меньше. Кроме того, канатно-ленточные конвейеры, имеющие подвесную конструкцию, обеспечивают уменьшение просыпания горной массы. Преодолеваемые ими подъемы достигают 250‰. Область применения канатно-ленточных конвейеров в последнее время заметно расширяется благодаря созданию гидравлического натяжного устройства ленты, смонтированного на опорах. Длина канатно-ленточных конвейеров на рудных карьерах достигает 4—6 км, а производительность — 750—1000 т/ч. Капитальные затраты на канатно-ленточные конвейеры составляют 70%, а затраты на их эксплуатацию — 75% затрат на обычные ленточные конвейеры. Срок службы канатов колеблется в пределах 1,5—6 лет. Стоимость канатов составляет 5—7% стоимости конвейера, а срок службы лент достигает 12—15 лет.

В последнее время на рудных карьерах США, Канады, стран Латинской Америки, Южной Африки, Австралии испытываются различные новые конструкции ленточных конвейеров. Среди них конвейеры, у которых грузонесущая лента опирается на несколько последовательно расположенных приводных тяговых лент, конвейеры с регулированием скорости движения ленты и автоматическим изменением ее натяжения, безроликовые ленточные конвейеры и др.

Преимущественно применяется лента со стальными тросами (реже с синтетической основой). Применение резинотросовой ленты позволило значительно повысить несущую способность ленточных конвейеров. Допустимое рабочее натяжение этой ленты на 1 м ширины изменяется от 450 кН при диаметре троса 6,4 мм до 700 кН при диаметре троса 9,5 мм (против 30—36 кН для многослойной ленты с прокладками на синтетической основе). Удлинение резинотросовой ленты составляет не более 0,15% длины ленты, в то время как для ленты на синтетической основе оно равно 1—1,25%, что требует значительного увеличения хода натяжного устройства. Резинотросовая лента отличается большим поглощением ударов (во много раз большим, чем обычная лента), удобством и надежностью сращивания, хорошо образует необходимую желобчатость во время движения, имеет высокое сопротивление износу и большой срок службы (в 2—3 раза больше, чем обычная лента). В большинстве случаев считается, что при усилиях на 1 см ширины ленты, превышающих 1,5—2 кН, более целесообразно применять резинотросовую ленту. Резинотросовая лента наиболее пригодна для условий эксплуатации, транспортирования крупнокусковых абразивных скальных пород.

В связи с большой многослойностью ленты на синтетической основе (рейоно-нейлоновая лента), вызванной высокими нагрузками, она имеет одинаковую стоимость с резинотросовой лентой

(с той же несущей способностью), но так как увеличенное число слоев снижает гибкость и ускоряет износ, то срок ее службы не превышает, как правило, половины срока службы резинотросовой ленты. В поисках повышения прочности и снижения удлинения ленты на синтетической основе делаются попытки создания ленты со специальным синтетическим высокопрочным волокном (полиэстер), почти не обладающим удлинением, что, несмотря на сравнительно высокую его стоимость, позволяет считать его весьма перспективным для создания конвейерной ленты в ближайшем будущем.

В послевоенные годы на карьерах Советского Союза применялись малопроизводительные ленточные конвейеры РТ-60, РТ-65 и КРП-300. Наиболее производительный из них конвейер КРП-300 даже после его модернизации (КРП-500), осуществленной на угольных карьерах, имел производительность не более 470 т/ч, скорость движения ленты 2,25 м/с и длину става до 130 м при уклоне 16—18°.

За период 1958—1965 гг. в Советском Союзе произошли значительные сдвиги в конвейеростроении. За эти годы проделана большая работа по созданию высокопрочной ленты и мощных конвейеров, большинство из которых не отвечало требованиям, предъявляемым к ленточным конвейерным подъемникам, так как имело небольшую длину при работе на уклоне. Несмотря на это, многие из них применяются и могут в дальнейшем применяться в качестве транспортных средств второго звена при комбинированном транспорте. Техническая характеристика ленточных конвейеров, применяемых на карьерах Советского Союза, приведена в табл. 32 и 33.

Артемовским машиностроительным заводом выпускаются конвейеры КЛШ-500М, КЛЗ-500ПМА и КЛШ-800. Конвейеры имеют канатную подвеску верхних упругих роликоопор, что позволяет сделать рабочую ветвь конвейеров по всей ее длине амортизирующей и улучшает условия эксплуатации ленты, уменьшает измельчение транспортируемой горной массы и ее просыпание. Конвейеры используются в качестве подъемных средств на угольных карьерах комбинатов «Вахрушевуголь» и «Челябинскуголь». Привод конвейера КЛШ-800 обеспечивает хорошее сцепление ленты с барабаном. Опытный образец конвейера КЛШ-800 смонтирован на угольном карьере комбината «Челябинскуголь». Несмотря на наличие у конвейера КЛШ-800 устройств, обеспечивающих хорошее сцепление ленты с барабаном и уменьшающих ее проскальзывание, все три конвейера маломощны и потому могут использоваться в качестве подъемных средств лишь при весьма небольшой глубине карьеров с уклонами протяженностью не свыше 150—180 м.

Александровским машиностроительным заводом выпускается конвейер КРУ-350 (для подземных работ). Этот конвейер успешно работал на угольном карьере «Ангренский» и на Михайловском железорудном карьере. На угольном карьере «Ангренский» конвейер КРУ-350 заменил более 10 конвейеров РТ-60, транспортировавших уголь из карьера.

Таблица 32

Конвейер	Производительность конвейера, т/ч	Параметры ленточных конвейеров: Тип ленты	Скорость движения ленты, м/с	Длина конвейера, м	Угол наклона боковых роликов, градусы	Тип привода
Конвейеры с лентой шириной 900 мм						
КРУ-260 (магистральный)	260	Резинотросовая	1,5	570 (при 15°), 1800 (при 0°)	20	Однобарабанный
КЛА-250 (магистральный)	250	Резинотканевая	1,22	250 (при 0°)	—	Двухбарабанный
Конвейеры с лентой шириной 1000 мм						
КЛЗ-500ПМА (забойный)	500	Резинотканевая	2,26	100 (при 16°), 400 (при 0°)	20	Двухбарабанный с выносной стрелой
КЛШ-500М (забойный и магистральный)	500	Резинотканевая	2,26	300 (при 0°), 100 (при 16°)	20	Однобарабанный
Конвейеры с лентой шириной 1200 мм						
КЛШ-800 (забойный и магистральный)	800	Резинотканевая	0,85—2,58	175 (при 16°), 800 (при 0°)	20	Однобарабанный с прижимным барабаном
КРУ-350 (магистральный)	350	Резинотросовая	1,5	630 (при 15°), 2100 (при 0°)	20	Двухбарабанный
2ЛУ-120А (магистральный)		Резинотросовая РТЛ-2500 или РТЛ-3150		1200 (при 6°), 550 (при 18°)		Двухбарабанный
2ЛУ-120Б (магистральный)	900		3,15	1800 (при 6°), 830 (при 18°)	30	Трехбарабанный
2ЛУ-120В (магистральный)				1200 (при 6°), 550 (при 18°)		Двухбарабанный
2ЛУ-120Г (магистральный)				1460 (при 6°), 630 (при 18°)		Двухбарабанный

Продолжение табл. 32

Конвейер	Параметры ленточных конвейеров						
	Количество и мощность двигателей, кВт	Тип натяжного устройства	Ход натяжного устройства, м	Масса конвейера, т		Организация, разработавшая конвейер	Завод-изготовитель
				общая	на 1 м длины конвейера		
Конвейеры с лентой шириной 900 мм							
КРУ-260 (магистральный)	2 × 90	Грузовое	1,55	119,8 (при длине 500 м)	0,2	Гипроуглемаш	Краснолучский
КЛА-250 (магистральный)	2 × 46	Автоматическое	—	—	—	—	То же
Конвейеры с лентой шириной 1000 мм							
КЛЗ-500ПМА (забойный)	1 × 75	Винтовое	1	28,7 (при длине 400 м и без ленты)	0,07	Артемовский машиностроительный завод	Артемовский машиностроительный завод
КЛШ-500М (забойный и магистральный)	1 × 75	Винтовое	1	18,7 (при длине 300 м и без ленты)	0,07	—	То же
Конвейеры с лентой шириной 1200 мм							
КЛШ-800 (забойный и магистральный)	1 × 150	Полуавтоматическое с лебедкой	1,5	50,8 (при длине 800 м и без ленты)	0,07	—	То же
КРУ-350 (магистральный)	3 × 90	Грузовое	2	180 (при длине 565 м)	0,32	Гипроуглемаш	Александровский машиностроительный
2ЛУ-120А (магистральный)	2 × 500	Ручное с динамометром	—	3,10 (при длине 1000 м и без ленты)	0,32	Гипроуглеавтоматизация	То же
2ЛУ-120Б (магистральный)	3 × 500						
2ЛУ-120В (магистральный)	4 × 250						
2ЛУ-120Г (магистральный)	3 × 400						

Примечание. В таблице приведены конвейеры для транспортирования угля. Забойный конвейер КЛЗ-500 на некоторых карьерах используется в стационарной установке. Конвейер КЛШ-800 — опытный.

Таблица 33

Конвейер	Параметры ленточных конвейеров					
	Производительность конвейера, т/ч	Тип ленты	Скорость движения ленты, м	Длина конвейера, м	Угол наклона боковых роликов, градусы	Тип привода
Конвейеры с лентой шириной 1200 мм						
КЛЗ (забойный)	1500 (м³/ч)	Резинотканевая	3,56	800 (при 0°)	30	Однобарабанный
КЛО (отвальный)				200 (при 18°)		
КЛМ (магистральный)	2800	Резинотканевая	3,15	165—265 (при 2°)	30	Однобарабанный
КЛП (передаточный)				239		
ТП-1501Р (забойный)				274		
ТП-1503Р (отвальный)				34		
ТП-1502Р (наклонный)						
Конвейеры с лентой шириной 1600 мм						
С-160125 (магистральный)	4000	Резинотросовая	2,5	440	30	Однобарабанный
С-160160 (магистральный)	4000		2,5	440		То же
Конвейеры с лентой шириной 1800 мм						
О-37715 (забойный)	6750	Синтетическая	4,35	300, 400	30	Двухбарабанный
О-45062 (торцовый)				700		Однобарабанный
О-37716 (отвальный)				800 (при 1°)		Двухбарабанный
Конвейеры с лентой шириной 2000 мм						
С-200160 (магистральный)	6000 (м³/ч)	Резинотросовая	2,5 (макс. 3,15)	200	30	Однобарабанный
С-200200 (магистральный)	6000 (м³/ч)		2,5 (макс. 3,15)			Двухбарабанный
Ленточно-канатные конвейеры с лентой шириной 900 мм						
КЛК-3 (магистральный)	870	Резинотканевая со стальными рессорами	2,1	3048		Два приводных шкива
КЛК-4 (магистральный)				3862		

Продолжение табл. 33

Конвейер	Параметры ленточных конвейеров: Количество и мощность двигателей, кВт	Тип натяжного устройства	Ход натяжного устройства, м	Масса конвейера, т: общая	Масса конвейера, т: на 1 м длины конвейера	Организация, разработавшая конвейер	Завод-изготовитель
Конвейеры с лентой шириной 1200 мм							
КЛЗ (забойный)	2 × 200	Лебедочное с датчиком натяжения	10	217 (все при длине 800 м)	0,27	Донецкий машиностроительный завод	
КЛО (отвальный)				223 (все при длине 800 м)	0,29		
КЛМ (магистральный)				180 (без ленты)	0,23		
КЛП (передаточный)	1 × 200		—	162,6	0,61		
ТП-1501Р (забойный)	1 × 200	Грузовое		—	0,574	УкрНИИпроект	Александрийский рудоремонтный
ТП-1503Р (отвальный)	1 × 200				0,557		
ТП-1502Р (наклонный)	1 × 100				1,538		
Конвейеры с лентой шириной 1600 мм							
С-160125 (магистральный)	1 × 500	Грузовое полиспастное с лебедкой	15		0,35	Сызранский завод тяжелого машиностроения	
С-160160 (магистральный)	1 × 630						
Конвейеры с лентой шириной 1800 мм							
О-37715 (забойный)	3 × 500	Грузовое	11,7	515	0,83	Ново-Краматорский машиностроительный	
О-45062 (торцовый)	2 × 400		6,25	435	1,77		
О-37716 (отвальный)	3 × 500		11,7	575	0,97		
Конвейеры с лентой шириной 2000 мм							
С-200160 (магистральный)	1 × 800	Грузовое полиспастное с лебедкой	15		0,7	Сызранский завод тяжелого машиностроения	
С-200200 (магистральный)	1000 + 500				0,7		
Ленточно-канатные конвейеры с лентой шириной 900 мм							
КЛК-3 (магистральный)	2 × 200	Грузовое		375 (при длине 3000 м)		Гипроуглеавтоматизация	Александровский машиностроительный завод
КЛК-4 (магистральный)	2 × 250						

Примечание. В таблице приведены конвейеры для транспортирования вскрыши. Конвейеры КЛК-3, КЛК-4, ТП-1501Р, ТП-1502Р, ТП-1503Р — единичные образцы.

Наиболее мощным отечественным ленточным конвейером до последнего времени был ленточный конвейер КРУ-900, выпускаемый Александровским машиностроительным заводом. Конвейер был сконструирован Гипроуглемашем и установлен в наклонном стволе Коркинского карьера. Конвейер снабжен резинотросовой лентой и двухбарабанными приводными станциями с тремя асинхронными электродвигателями с фазовым ротором. Первый по ходу ленты барабан имеет два приводных двигателя, второй барабан — один двигатель. Конвейер КРУ-900 наиболее удовлетворяет требованиям подъема при комбинированном транспорте и с успехом может быть использован не только для подъема угля, но и руды. После снятия конвейера КРУ-900 с производства заводом освоен выпуск конвейера 2ЛУ-120 четырех модификаций, отличающихся конструкцией приводных станций. Конвейеры имеют двух- и трехбарабанный привод и снабжены, как и конвейер КРУ-900, резинотросовой лентой.

Донецким машиностроительным заводом выпускается роторный комплекс КГТО производительностью 1000 м³/ч, включающий роторный экскаватор ЭРГ-400 и комплект ленточных конвейеров, в состав которого входят конвейеры КЛЗ (забойный), КЛМ (магистральный), КЛО (отвальный), КЛП (передаточный). Длина конвейеров соответственно 250, 400, 500 и 800 м. Конвейеры имеют ленту шириной 1200 мм, скорость движения ленты 3,6 м/с. Последние в различном сочетании могут использоваться и без роторного комплекса для транспортирования пород с объемной массой в целике до 2—2,5 т/м³ и максимальным размером кусков не более 400 мм.

Ново-Краматорским машиностроительным заводом создан конвейер производительностью 6750 т/ч (для работы с экскаватором ЭРШ-1600) с лентой шириной 1800 мм, имеющей скорость движения 4,35 м/с. Система конвейеров включает забойные, торцовые и отвальные конвейеры. Забойные и торцовые конвейеры имеют длину 400 и 800 м, отвальные — 300 и 700 м. Для конвейеров длиной 300 и 400 м использован однобарабанный привод. Для конвейеров длиной 700 и 800 м — двухбарабанный. Мощность приводов 2 × 400 и 3 × 500 кВт. Конвейеры смонтированы на Шевченковском карьере треста Никопольмарганец и др. Вследствие своеобразия расположения натяжных устройств эти конвейеры не могут быть использованы в качестве подъемных.

Сызранским машиностроительным заводом выпускаются мощные конвейеры, которые отвечают требованиям транспортирования скальных пород на подъем с максимальным размером кусков 400—500 мм. Ширина ленты 1600 и 2000 мм, скорость движения ленты 1,6—3,15 м/с, производительность 1600—4960 м³/с. Конвейеры выполняются с однобарабанным и двухбарабанным приводами (рис. 35). В зависимости от длины конвейеров натяжные станции оборудуются грузом, натяжной лебедкой и грузом, натяжной лебедкой, грузом и многократным полиспастом, что обеспечивает надежную работу конвейера при длине става 500 м и угле наклона 16—18°.

Первый в СССР канатно-ленточный конвейер КЛК-500 конструкции института «Гипроуглеавтоматизация» был введен в эксплуатацию в 1960 г. на угольном карьере комбината «Вахрушевуголь». Этот конвейер использовался для подъема угля. Производительность конвейера 500 т/ч, скорость движения ленты 1,8 м/с, ширина ленты 1200 мм. Длина конвейера около 900 м, мощность электродвигателей 2 × 160 кВт. Конвейер установлен на уклоне 7°.

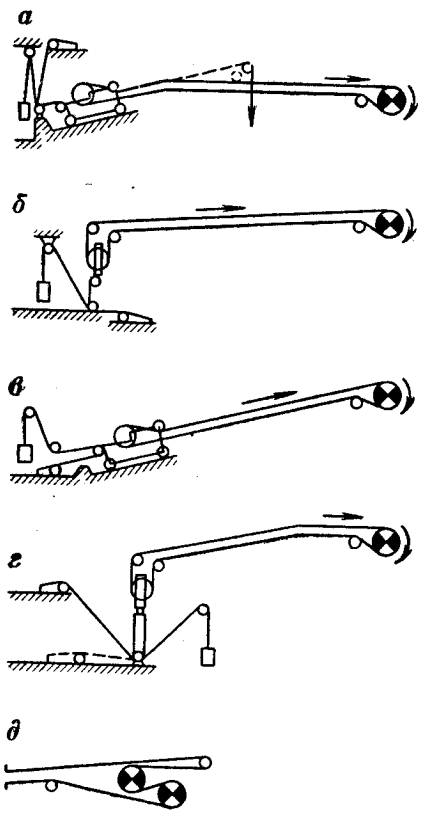


Рис. 35. Схема устройства конвейера Сызранского машиностроительного завода с натяжной станцией, оборудованной грузом (*а*, *б*), натяжной лебедкой и грузом (*в*), лебедкой, грузом и полиспастом (*г*); *д* — с двухбарабанным приводом

На карьере Норильского горно-металлургического комбината эксплуатируется конвейер (конструкция института «Гипроуглеавтоматизация») производительностью 650 т/ч, длиной 1400 м.

На Алмалыкском горно-металлургическом комбинате работают канатно-ленточные конвейеры КЛК-3 и КЛК-4 (конструкция института «Гипроуглеавтоматизация») производительностью 870 т/ч с длиной става 3048 и 3862 м (наибольшая длина става среди конвейеров, работающих на карьерах страны). Мощность приводов конвейеров соответственно 400 и 500 кВт. Диаметр канатов 32 мм.

Ведутся работы по созданию конвейеров для уклонов до 40—45° (рис. 36). К новым конструкциям конвейеров, находящимся в стадии эксперимента и апробирования, относятся ленточно-цепной конвейер значительной длины, конвейер с прижимной цепной и прорезиненной лентой, конвейер с рифами и выступами на рабочей поверхности ленты, конвейер с поперечными металлическими перегородками.

Успешно прошел испытания ленточный подъемный конвейер на ходовых опорах. На этом конвейере лента поддерживается дугообразными траверсами, снабженными ходовыми колесами и соединенными между собой двумя замкнутыми неприводными цепями, которые огибают концевые звездочки. Благодаря тому что лента движется совместно с траверсами, горная масса на конвейере транспортируется без ворошения, что позволяет увеличить угол наклона конвейера до 25°, а также срок службы ленты и обеспечить транспортирование кусков до 1000 мм.

Проводятся испытания конвейера с полукруглой формой ленты у питателя. Приемная часть такой ленты имеет уклон 20°. При сворачивании ленты в полукруглый желоб находящаяся на ней горная масса уплотняется, благодаря чему создаются условия для перемещения ее под углом 30°.

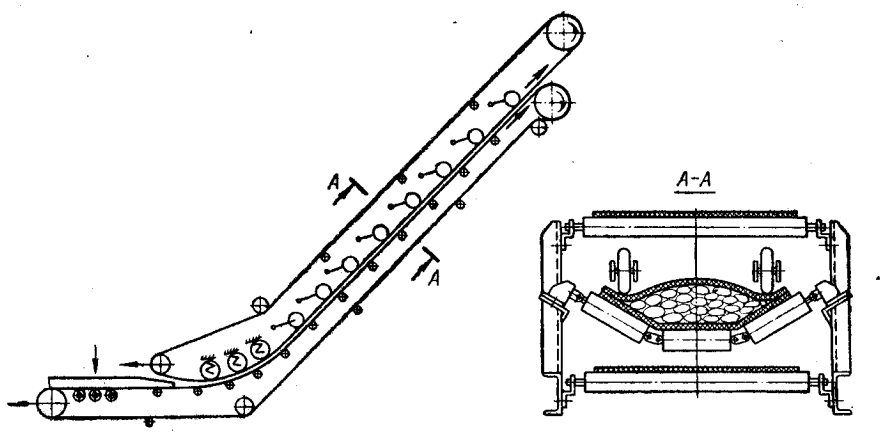


Рис. 36. Схема устройства крутонаклонного двухленточного конвейера К2ЛК-1

Имеется большое количество предложений, однако пока нет отработанных конструкций, которые можно было бы рекомендовать в качестве средств наклонного подъема для карьеров значительной глубины.

Развитие конвейерного транспорта во многом зависит от создания высокопрочной ленты, способной воспринимать большие напряжения, возникающие при большой длине конвейеров.

Выпускаемая резинотканевая лента изготавливается с прокладками из хлопчатобумажного бельтинга, капроновой, анидной и комбинированной тканей. Изготовление ленты из хлопчатобумажных тканей постоянно сокращается, а из синтетических — увеличивается. Резинотканевая лента изготавливается в обычном исполнении (для общего назначения), морозостойком и теплостойком. Морозостойкая лента применяется при температуре минус 25—45° С. Техническая характеристика отечественных резинотканевых лент приведена в табл. 34 и 35. В ближайшие годы свыше половины резинотканевых лент намечается заменить лентами с прокладками из химических волокон. Среди них ленты с прокладками из анидной и анидно-капроновой ткани, из лавсана и др.

Таблица 34

Технические данные резинотканевых конвейерных лент

Тип ленты	Тип ткани прокладок	ГОСТ	Конструкция ленты	Завод-изготовитель
2	Хлопчатобумажный бельтинг Б-820	0-62	Послойная с резиновыми обкладками двух сторон. Могут быть резиновые прослойки между прокладками (сквиджи) и тканевая обертка бортов	Курский, Ленинградский, «Каучук» (Москва), Лисичанский, Свердловский
2У	То же	То же	Послойная со сквиджами, с тканевой оберткой бортов и резиновыми обкладками	То же
2Р	То же	То же	Послойная со сквиджами, с резиновыми обкладками двух сторон и разреженной тканью (брекером) на рабочей стороне с заверткой на нерабочую сторону или в толще обкладки	То же
УЛХ	Комбинированная ткань ЛХ-120 бельтинговой структуры (лавсан в основе, хлопок в утке)	МРТУ 6-07-6021-64	Послойная со сквиджами, с тканевой оберткой бортов и резиновыми обкладками двух сторон	Курский
РЛХ	То же	То же	Послойная со сквиджами, с резиновыми обкладками двух сторон и брекером на рабочей стороне сердечника	То же
3К-300	Капроновая и анидная ткань основной и уточной структур К-10-2-3Т, К-8-3Т, А-10-2-3Т	МРТУ 38-5-6057-65	Послойная с прокладками основной структуры (по одной прокладке уточной структуры сверху и снизу прокладок основной структуры со сквиджами), с тканевой оберткой бортов и резиновыми обкладками двух сторон	Курский, Ленинградский, «Каучук» (Москва), Лисичанский
2К-300	То же	То же	То же	То же
1К-300	То же	То же	То же, и с дополнительной прокладкой из уточной ткани в толще обкладки рабочей стороны	То же
ТК-300 (ТА-300)	Капроновый и анидный бельтинг ТК-300 и ТА-300	ТУ 38-10567-70	Послойная со сквиджами, с резиновыми обкладками двух сторон и брекером на рабочей стороне с заверткой на нерабочую сторону	Свердловский
2ТА-100	Анидная ткань ТА-100	ТУ 38-1058-70	Послойная со сквиджами и резиновыми обкладками с двух сторон	Свердловский
2ТА-150	Анидная ткань ТА-150	То же	То же	То же

Таблица 35

Техническая характеристика резинотканевых лент

Тип ленты	Прочность ленты на разрыв (на 1 см ширины прокладки), Н		Относительное удлинение ленты по основе (%) при нагрузке		Прочность связи, (Н/см) не менее		Толщина резиновых обкладок, мм		Удельный показатель истирания обкладочной резины, ($см^3$/кВт·ч) не более	Горная масса
	по основе	по утку	разрывной	рабочей (10% разрывной)	обкладки с сердечником	между прокладками	рабочей	нерабочей		
2	550	150	18	2—3	28	30	3	1	700	Средне- и мелкокусковая и сыпучая (крупность до 100—150 мм)
2У							3	2,5		Рядовой уголь
2Р							4	2		Сильно истирающаяся среднекусковая (крупность до 100—150 мм)
I	1150	370	22	2—3	28	30	4,5—6	2	700	Крупнокусковая (крупность до 400—600 мм)
УЛХ	1200	300	18 ± 2	2	28	30	3—4,5	1,5—2	500	Рядовой уголь
РЛХ	То же	То же	То же	То же	То же	То же	6	2	То же	Сильно истирающаяся среднекусковая (крупность 100—150 мм)
3К-300	3000	—	—	3	30	35	4,5	2	500	Мелкокусковая и сыпучая (крупность до 80 мм); среднекусковая (крупность до 100—150 мм)
2К-300							6			Среднекусковая (крупность до 100—150 мм)
1К-300							6			Крупнокусковая (крупность до 400—600 мм)
ТК-300 (ТА-300)	3000	600	25	3,5—4	35	40	4,5—6	1,5—2,5	500	Крупнокусковая (крупность до 400—600 мм)
2ТА-100	1000	600	—	3,5	30	35	4,5—6	2,0	500	Крупно-, средне-и мелкокусковая
2ТА-150	1500	700	—	3,5	30	35	4,5—6	2,0	500	

На конвейерах большой длины и подъемных конвейерах преимущественно используется резинотросовая лента, основу которой составляет сердечник из параллельно расположенных стальных тросов, завулканизированных резиной. Лента выпускается в обычном и морозостойком исполнении без тканевых прокладок и с тканевыми прокладками, расположенными сверху и снизу сердечника для усиления поперечной прочности ленты. Техническая характеристика отечественных резинотросовых лент приведена в табл. 36.

Для наклонных подъемных установок наибольший интерес представляют ленты ТА-300/100, ТЛТ-200, ТК-400/80 и ТК-500/100.

Лента ТА-300/100 с прокладками из анидно-капроновой ткани бельтинговой структуры имеет повышенную прочность утка прокладок. Она предназначена для транспортирования руд и пород при высоких динамических нагрузках. Лента ТЛТ-200 с прокладками из лавсана бельтинговой структуры (прочность на 1 см ширины равна 2000 Н) имеет удлинение (менее 2% при рабочей нагрузке), что особенно важно для наклонных конвейеров большой длины. Ленты ТК-400/80 и ТК-500/100 из капроновой ткани бельтинговой структуры имеют особо высокую прочность.

Предполагается также выпуск резинотросовых лент РТЛ-500 (ширина 800 мм) и РТЛ-1000 (ширина 1000 мм) прочностью соответственно 5 и 10 кН (на 1 см ширины ленты), предназначенных для транспортирования среднекусковых пород.

Таким образом, дальнейшее развитие оборудования конвейерных подъемников должно идти по пути:

увеличения длины става конвейеров в основном за счет применения высокопрочных резинотросовых лент, а также унификации приводных и натяжных станций, роликоопор и другого оборудования, что позволит резко повысить надежность конвейерных линий и сократить трудозатраты на их обслуживание;

увеличения долговечности конвейерных лент за счет снижения динамических нагрузок путем применения податливых (гибких, гирляндных) роликоопор, перегрузочных устройств на базе неприводных грохотов или криволинейных лотков;

создания крутонаклонных конвейеров, позволяющих сократить длину наклонных трасс в 1,5—2 раза.

Скиповый подъемник представляет собой крутонаклонный рельсовый путь, по которому канатом перемещают скипы от загрузочного устройства на поверхность или к промежуточному перегрузочному пункту. Основными конструктивными элементами карьерного скипового подъемника являются рельсовый путь, скип, подъемная машина, загрузочное устройство в карьере и перегрузочное на поверхности. На зарубежных карьерах, где применяются комбинированный автомобильно-скиповый транспорт, наклонные скиповые подъемники строятся по индивидуальному заказу, но на базе типизированных конструкций. На карьерах преимущественное применение получили следующие скиповые подъемники:

односкиповой с однобарабанной подъемной машиной;

Таблица 36

Показатели	Резинотросовые ленты							
	РТЛ-1200	РТЛ-1500	РТЛ-2000	РТЛ-2500	РТЛ-3150	РТЛ-4000	РТЛ-5000	РТЛ-6000
	без тканевых прокладок				с тканевыми прокладками			
	МРТУ 6-07-6028—64	ТУ 38-5-391—68	ТУ 38-5-54—66	ТУ 38-5-54—66	ТУ 38-5-391—68			
Разрывная прочность ленты (на 1 см ширины), кН	12	15	20	25	31,5	40	50	60
Относительное удлинение ленты при рабочей нагрузке (10% разрывной)	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Толщина обкладки, мм:								
рабочей	5,5	5	5,5	5,5	4	4	4,5	4,5
нерабочей	5,5	5	5,5	5,5	4	4	4,5	4,5
Толщина ленты, мм	18	18	18	20,5	24,5	24,5	28	26,5
Масс 1 м² ленты, кг	26	29	30	38	43	50	59	49
Ширина ленты, мм	900—1200	800—1600	1200	1000—2000	1200—2000	1200—2400	1200—2400	1200—2400
Диаметр троса, мм	4,2	6,0	4,65	7,5	8,25	10,5	13,0	11,5
Разрывная прочность троса, кН	12,7	26,1	21	42	52	83,2	120	128
Расстояние между тросами, см	0,9	1,5	0,9	1,4	1,4	1,7	2,0	1,8
Транспортируемая горная масса	Среднекусковые руды и породы (крупность до 100—150 мм) и уголь				Крупнокусковые руды и породы (крупность до 400 мм)			

двухскиповой с однобарабанной подъемной машиной (при подъеме одного скипа второй опускается; суммарная масса тары и каната опускающегося порожнего скипа уравновешивает груженый скип);

двухскиповой с двухбарабанной подъемной машиной (он аналогичен по конструкции двухскиповому подъемнику с однобарабанной подъемной машиной, но барабаны обычно разъединены для обслуживания различных перегрузочных устройств).

Наиболее проста и надежна одноканатная барабанная подъемная машина. К ее недостаткам относится сравнительно большая статическая неуравновешенность, которая в отдельных случаях достигает 60—70%. Такую подъемную машину предпочитают во всех случаях, когда позволяют тяговые свойства каната. Реже встречается двухскиповый подъемник. Хотя он в принципе лишен недостатков, но отличается несколько большей сложностью и стоимостью. При подъеме с нескольких горизонтов барабаны устанавливаются на полувалах, соединенных между собой муфтой. При перестройке валы с барабанами выходят из зацепления и один из них осуществляет укорачивание или удлинение каната. В период спуска-подъема обе части машины действуют как жесткая единая система. Установленная мощность подъемных установок колеблется от 900 до 1500 кВт.

Для подъема скипов применяются проволочные канаты диаметром 20—60 мм (с двойной и тройной свивкой). Расчетный предел прочности проволок при растяжении составляет 1,2—2 кН/мм². Разрывное усилие каната до 3500—3700 кН. В Англии и Швеции для скиповых подъемных установок выпускаются подъемные канаты диаметром 86—95 мм (с разрывным усилием 5000—7000 кН), которыми при угле подъема 40° можно поднимать сосуд полезной емкостью 65—80 т. Коэффициент запаса прочности канатов для скиповых установок в различных странах изменяется от 4 до 6. Диаметр барабанов подъемных машин находится в пределах 2500—6000 мм.

Скип является главным рабочим элементом подъемной установки. Грузоподъемность скипов на зарубежных установках изменяется от 15 до 50 т. Встречаются установки, имеющие грузоподъемность 15, 20, 22, 34, 35, 36, 40 и 50 т. Скип грузоподъемностью 50 т имеет емкость кузова 30—32 м³, собственную массу 20 т, коэффициент тары 0,4. Скип представляет собой сосуд, опирающийся на раму тележки с двумя или четырьмя осями, которая движется по рельсовому пути. Устойчивость скипа достигается большой шириной и низкой его посадкой. Обычно ширина скипов составляет 3—3 5 м, высота — 2,2—2,8 м, длина — 4,6—6 м. Для увеличения прочности и уменьшения массы скипа устраиваются ребра жесткости и отверстия в стенках кузова. Скипы обычно изготавливаются из прочных сталей, стенки кузова и дно футеруются специальными плитами (толщина плит 25—50 мм), под плиты укладываются амортизирующие прокладки из рифленой резины для ослабления ударов, действующих на корпус. В некоторых случаях скипы изготавливают из прочных алюминиевых сплавов, что позволяет при транспортировании неабразивных полускальных пород иметь меньший коэффициент тары скипа

и увеличить его грузоподъемность, например с 35 до 40 т. Большое значение приобретает прочность конструкции скипов, особенно при непосредственной загрузке их автосамосвалами, когда наблюдаются частые разрушения стенок и дна скипов падающими крупными кусками. Это вызвало в ряде случаев необходимость установки промежуточного питателя для двухстадийной загрузки скипов. Иногда применяют устройства, при которых в основание скипа или бункера попадает подрешетная мелочь и питатели с минимальной высотой загрузки, а также цепные отражатели или плиты.

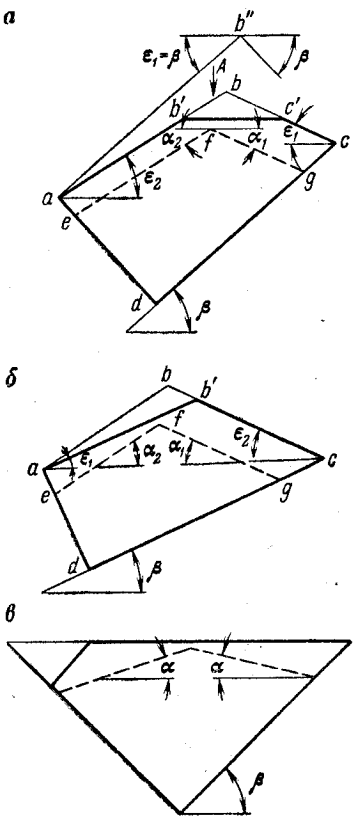


Рис. 37. Формы скипов:

а — призматическая усеченная; *б* — призматическая; *в* — треугольная

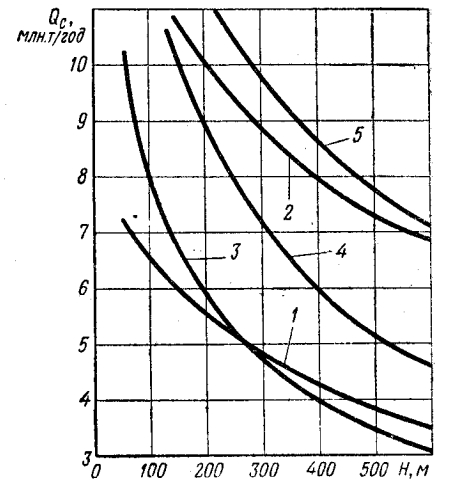


Рис. 38. График зависимости производительности Q_c скиповой установки от высоты H подъема:

1, 2 — при грузоподъемности скипа соответственно 80 и 180 т (односкиповый подъем); *3, 4, 5* — при грузоподъемности скипа соответственно 27, 40 и 80 т (двухскиповый подъем)

В зарубежной практике применяются кузова скипов, имеющие форму усеченной сверху и спереди призмы, усеченного спереди параллелепипеда, усеченной треугольной призмы. Наиболее рациональной считается форма кузова в виде усеченной сверху и спереди призмы (рис. 37).

Разгрузка скипов производится в специальных направляющих (разгрузочные кривые) путем его опрокидывания вперед по ходу движения или назад. На большинстве установок применяется разгрузка опрокидыванием скипа вперед с помощью профилированных кривых при движении с поворотом до 110—120°. Кузов скипа подвешивается в трех точках с амортизаторами.

Скипы последних конструкций имеют двойные стенки с электроподогревом для предотвращения примерзания горной массы. Против налипания горной массы к стенкам бункеров используются вибраторы.

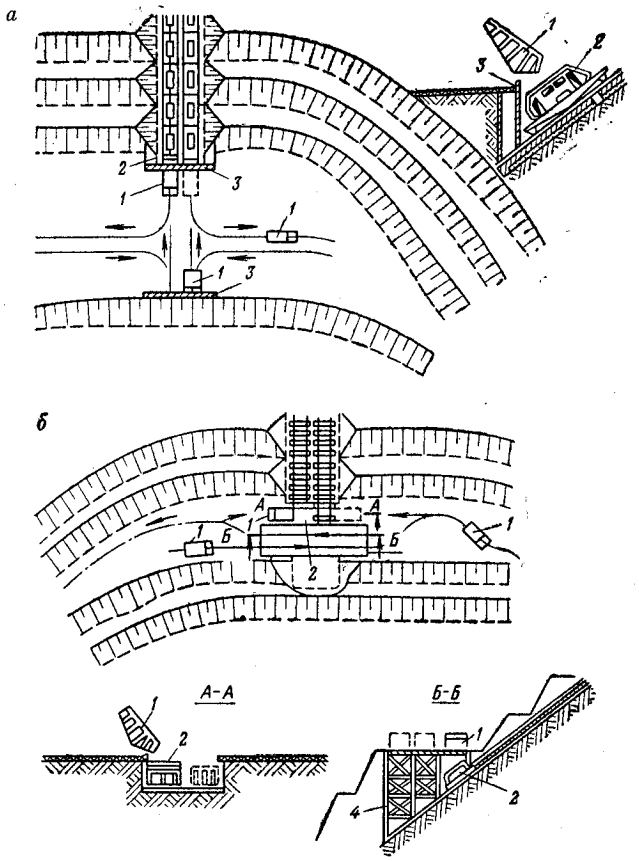


Рис. 39. Схема перегрузочных узлов с непосредственной загрузкой скипов: *а, б* — соответственно при подъезде автосамосвалов сзади и сбоку; *1* — автосамосвал; *2* — скип; *3* — упор; *4* — путепровод

Обычно грузоподъемность скипа принимается равной грузоподъемности разгружающегося автосамосвала. В некоторых случаях она принимается двух- и трехкратной.

Скорость движения скипов на зарубежных карьерах изменяется в пределах 3—10 м/с. Производительность скиповых установок колеблется от 3 до 10 млн. т/год (рис. 38).

Большинство скиповых подъемников на карьерах построено с простыми перегрузочными устройствами, обеспечивающими непосредственную безбункерную перегрузку горной массы из автосамосвалов в скипы (рис. 39). Автосамосвалы подъезжают к скипу сзади

или сбоку, для чего в последнем случае через крутую траншею устраивается путепровод. К недостаткам подъезда автосамосвалов сзади относится жесткая зависимость работы скипового подъемника от движения автосамосвалов, сложность подготовки новых горизонтов, вызывающая обычно остановку подъемника, необходимость при задней разгрузке автосамосвалов оставления широких берм. При подъезде автосамосвала сбоку обеспечивается подготовка нижележащего горизонта и уменьшение ширины рабочей площадки. Несмотря на это, в последнее время на зарубежных карьерах применяют перегрузочные пункты эстакадного типа со встроенными промежуточными емкостями. Необходимой частью таких перегрузочных пунктов является емкость, смягчающая неритмичность работы авомобильного транспорта и ударные нагрузки, а также исключающая необходимость применения скипов грузоподъемностью, равной грузоподъемности автосамосвалов. Большие емкости, равные трем емкостям скипа и более, в связи с громоздкостью и сложностью их переноса применяются сравнительно редко. Наибольшее распространение получил перегрузочный пункт с бункером-дозатором, емкость которого равна емкости скипа (рис. 40). В бункерах обычно используется затвор секторного типа (рис. 41), приводимый в действие гидросистемой. Постепенное открывание затвора способствует высыпанию из бункера мелочи, образующей на дне скипа амортизирующую подушку, которая смягчает удары от крупных кусков. Применяются также цепные и гильотинные затворы. Реже применяются бункера с открывающимся дном, которое опускается под действием массы разгружаемой породы. При этом гидросистема бункера работает как тормоз. Встречаются опрокидывающиеся бункера, поворачивающиеся с помощью специальной гидросистемы, а также бункера с пластинчатым питателем. Однако они сложны, тяжелы и малопригодны для эксплуатации на переносных перегрузочных пунктах.

Перегрузочные устройства обычно выполняются из сборного железобетона, что облегчает их перенос на следующие горизонты. Обычно имеются два перегрузочных пункта, из которых один находится в работе, а второй — демонтаже и монтаже. Путепроводы устраиваются с одно- и двусторонним движением (чаще применяется одностороннее движение). Для сквозного проезда автосамосвалов над бункерами устраивают убирающиеся под проезжую часть эстакады панели с лядами замкового типа.

Перегрузочные пункты на поверхности являются стационарными и служат для перегрузки горной массы в средства автомобильного или железнодорожного транспорта (рис. 42). Иногда перегрузочный пункт выполняет функции сортировки, дробления и усреднения полезного ископаемого. Дробление производится при совмещении перегрузочного узла с отделением крупного дробления обогатительной фабрики или при перегрузке на конвейерный транспорт. Устройство бункеров на поверхностном перегрузочном пункте позволяет избежать жесткой зависимости между работой скипового подъема и транспорта на поверхности.

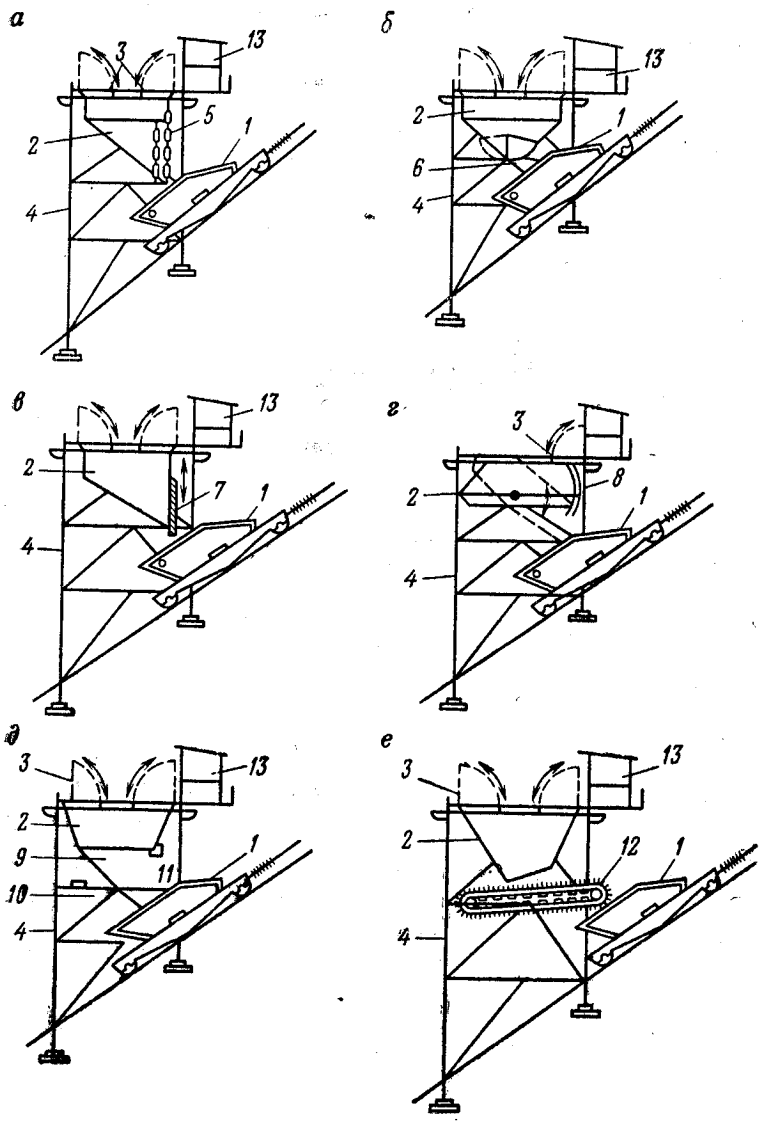


Рис. 40. Схемы исполнительных механизмов перегрузочных пунктов дозаторного типа (бункера с цепным (*а*), секторным (*б*), гильотинным (*в*) затворами, с открывающимся дном (*г*), опрокидывающийся бункер (*д*), бункер с пластинчатым питателем (*е*)):

1 — скип; *2* — бункер-дозатор; *3* — панель для прохода автосамосвалов над бункером; *4* — эстакада; *5* — цепной затвор; *6* — секторный затвор; *7* — гильотинный затвор; *8* — неподвижный сектор; *9* — затвор с опускающимся дном; *10* — гидропоршень; *11* — защелка; *12* — пластинчатый питатель; *13* — пульт управления

Перегрузочные пункты на зарубежных карьерах обычно являются сооружениями индивидуального исполнения, строятся они из металла и железобетона. Железобетонные бункера облицовываются плитами из марганцовистой стали или рельсами. Металлические бункера большой емкости иногда футеруют бетоном и снабжают мощной решеткой из двутавровых балок, опирающихся на пружинное устройство. При большом количестве сортов горной массы применяют

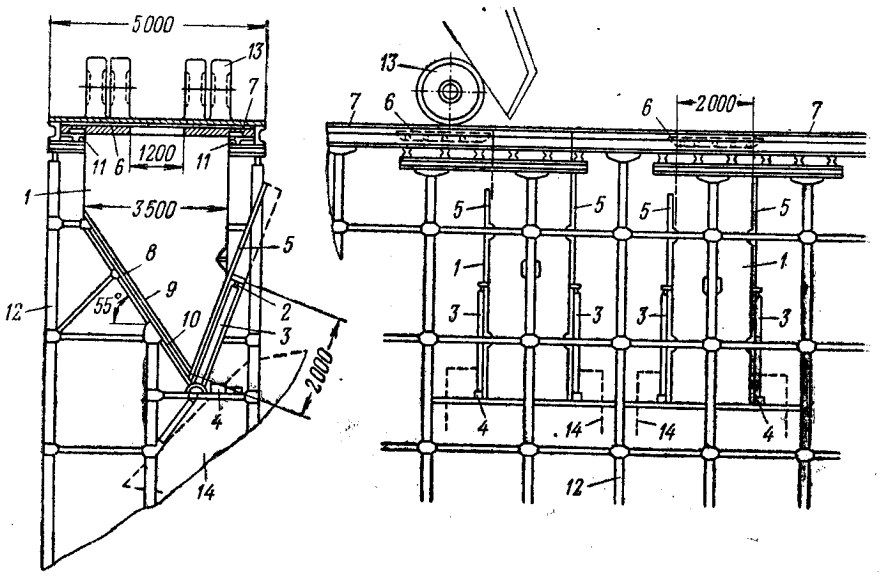


Рис. 41. Перегрузочный пункт с затвором секторного типа:

1 — бункер; *2* — затвор; *3* — поршень; *4* — маслостанция; *5* — направляющие; *6* — панель; *7* — верхнее перекрытие эстакады; *8* — бронебойная плита; *9* — амортизатор; *10* — несущая конструкция; *11* — направляющие; *12* — эстакада; *13* — колеса автосамосвала; *14* — скип

многосекционные бункера. С помощью переключения заслонок, приводимых в действие гидроцилиндрами, поднятая скипом горная масса может поступать в любой из отсеков таких бункеров. Бункера имеют вертикальную планировку. Объем бункеров обычно принимается от 20 до 40% часовой производительности подъемника.

На некоторых карьерах скипы разгружаются в промежуточные бункера-ящики, которые при помощи гидравлических цилиндров опрокидываются, вращаясь вокруг оси, и разгружаются в погрузочные бункера или прямо в железнодорожные вагоны. Благодаря наличию наклона бункера-ящика и специального щита с гидравлическим управлением для задерживания крупных кусков на дне вагона вначале образуется подушка из мелочи, на которую затем грузятся крупные куски. При загрузке средств внешнего транспорта из бункеров под ними обычно устанавливают пластинчатые питатели или вибропитатели. Под каждый бункер устанавливают один-два

питателя (длиной 2—3 м каждый) с гидравлическим управлением, имеющие возвратно-поступательное движение. Из кабины на копре оператор нажатием соответствующих кнопок осуществляет пуск и остановку питателей при загрузке средств внешнего транспорта. На копре у каждого бункера имеется указатель уровня заполнения, который автоматически выключает подъемник при переполнении

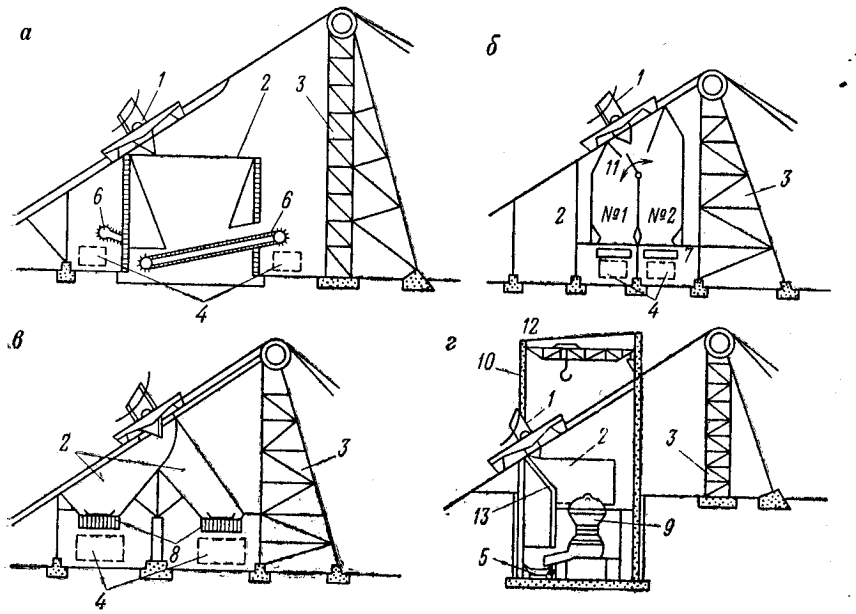


Рис. 42. Схемы поверхностных перегрузочных устройств с односекционным (*а*), многосекционным (*б*) бункерами, с бункером-ящиком (*в*):

1 — скип; *2* — бункер; *3* — копер; *4* — транспортный сосуд; *5* — конвейер; *6* — питатель пластинчатый; *7* — вибропитатель; *8* — вибропитатель с вибропобудителем; *9* — дробилка; *10* — несущие конструкции; *11* — шибер; *12* — кран; *13* — грохот; *г* — при расположении дробильной установки в смежном здании

бункеров. Руда, выгружаемая из бункеров, обычно транспортируется до дробильно-обогатительных установок в железнодорожных вагонах или автосамосвалах. При расположении дробильной установки в смежном с бункерами здании руда из бункеров подается непосредственно в дробилки. Вагон грузоподъемностью 75—90 т загружается за 1—1,2 мин, а автосамосвал грузоподъемностью 40 т — за 1,5 мин и менее.

Скиповые подъемники являются автоматизированными установками. Открытие и закрытие люков, дозаторов, пуск двигателя подъема и его остановка работают в автоматизированном режиме.

В Советском Союзе введен в эксплуатацию скиповый подъемник при комбинированном автомобильно-скиповом транспорте на Сибайском меднорудном карьере. Запроектирован скиповой подъемник для

Гайского меднорудного карьера. Грузоподъемность скипов 40 т. Среди отечественных подъемных машин в качестве тягового механизма для скиповых подъемников могут использоваться двухбарабанные цилиндрические и бицилиндроконические подъемные машины. Подъемные машины 2Ц-5 × 2,7 и БЦК-9/5 × 2,7 (табл. 37) пригодны для скипов грузоподъемностью 27—30 т. Подъемные машины типа БЦК не имеют преимуществ перед машинами с постоянным радиусом навивки, поэтому последние следует считать перспективным типом машин для скипов грузоподъемностью 40 и 65 т. Для скипов грузоподъемностью более 27—30 т возможно создание новых подъемных машин на базе существующих.

Таблица 37

Подъемная машина	Диаметр барабана, м	Ширина поверхности навивки, м	Число барабанов	Канатоемкость (при одном слое), м	Допускаемое статическое натяжение, кН	Допускаемая разность статических натяжений, кН
2Ц-5×2,3	5	2,3	2	580	250	180
2Ц-5×2,7	5	2,7	2	700	500	350
2Ц-6×2,4	6	2,4	2	740	320	230
БЦК-8/4,5×2,25	8/4,5	5,95	1	1200	340	250
БЦК-9/5×2,5	9/5	6,23	1	1400	370	295
БЦК-9/5×2,7	9/5	6,44	1	1500	550	450

Для подъема груза в скиповых подъемниках на карьерах можно использовать стандартные круглые канаты шахтных подъемных машин: канат ТК6 × 37 диаметром 43,5—65 мм и канат ЛК-РО6×36 диаметром 42,5—56,5 мм с органическим сердечником.

ГЛАВА IV

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ КОМБИНИРОВАННОГО ТРАНСПОРТА ЗА РУБЕЖОМ

§ 1. Автомобильно-железнодорожный транспорт на зарубежных карьерах

В практике открытых горных работ за последнюю четверть века на ряде зарубежных и отечественных карьеров большое распространение получил комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт. Автомобильно-железнодорожный транспорт применяют, как правило, тогда, когда каждый из этих видов транспорта в отдельности не удовлетворяет предъявляемым требованиям и использование его становится затруднительным и недостаточно эффективным. Основными причинами, вызывающими необходимость перехода на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт, являются:

потребность более ускоренного вскрытия и подготовки новых горизонтов на карьерах и более интенсивного ведения горных работ с ростом глубины;

необходимость сохранения нормальных условий работы железнодорожного транспорта при уменьшении размеров карьера в плане с глубиной, наличии затяжных уклонов, большого числа обменных пунктов и др.;

стремление продлить использование железнодорожного транспорта при достижении карьером экономически предельной глубины для этого вида транспорта.

Наряду с этим при переходе на автомобильно-железнодорожный транспорт не возникает необходимости реконструкции или замены основных транспортных коммуникаций, что необходимо при введении какой-либо другой комбинации. Часто автомобили имеются на карьерах и используются в качестве параллельного вида транспорта. Поэтому ввод автотранспорта в комбинацию с железнодорожным транспортом не вызывает снижения производительности карьера, а, наоборот, в первый период совместной эксплуатации способствует ее резкому повышению.

За рубежом комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт получил применение во многих странах мира (США, страны Южной Америки и др.). Его используют как на добычных, так и на вскрышных работах глубинных и нагорных карьеров. Наибольшее применение автомобильно-железнодорожный транспорт нашел на рудных карьерах.

Из опыта работы зарубежных рудных карьеров можно отметить следующие факторы, вызывающие необходимость применения автомобильно-железнодорожного транспорта:

резко сужающиеся размеры рудного тела с глубиной, не оправдывающие большого разноса бортов карьера (карьер «Лавендер» в США) при железнодорожном транспорте;

необходимость применения селективной выемки и погрузки, что доступно лишь при наличии гибкого маневренного автотранспорта (карьер «Чуквикамата» в Чили);

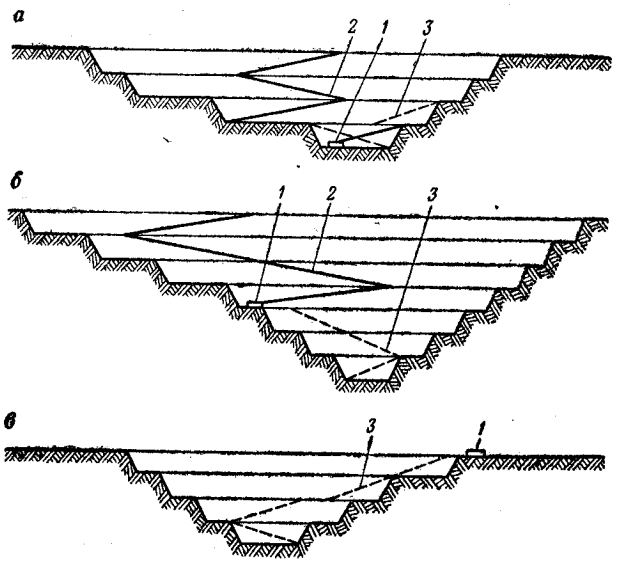


Рис. 43. Схема расположения перегрузочного пункта при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте:

а — на дно карьера; *б* — на борту карьера; *в* — на поверхности; *1* — перегрузочный пункт; *2* — железнодорожный съезд; *3* — автомобильный съезд

возможность наиболее рациональной организации движения автосамосвалов на карьере (карьер «Токуэпала» в Перу) при одновременном применении автомобильного транспорта на вскрышных и добычных работах;

отсутствие мест для ближайшего размещения отвалов (карьеры «Лавендер» и «Чино» в США);

большая отдаленность потребителя от карьера (карьер «Сьерра Боливар» в Венесуэлле).

Опыт работы зарубежных карьеров показывает, что применение автомобильно-железнодорожного транспорта способствует созданию стабильных запасов вскрытой руды, улучшению ее извлечения, выдачи из карьера руды требуемого качества.

Перегрузка горной массы при автомобильно-железнодорожном транспорте осуществляется на эстакадных перегрузочных пунктах

с непосредственной перегрузкой из автосамосвалов в думпкары; на промежуточных складах с механизированной погрузкой железнодорожных вагонов, комбинированных и бункерных перегрузочных пунктах. Пункты перегрузки по месту расположения делятся на внутрикарьерные и поверхностные (рис. 43). Временные пункты перегрузки при увеличении расстояния перевозки автомобильного транспорта переносятся на новые концентрационные горизонты.

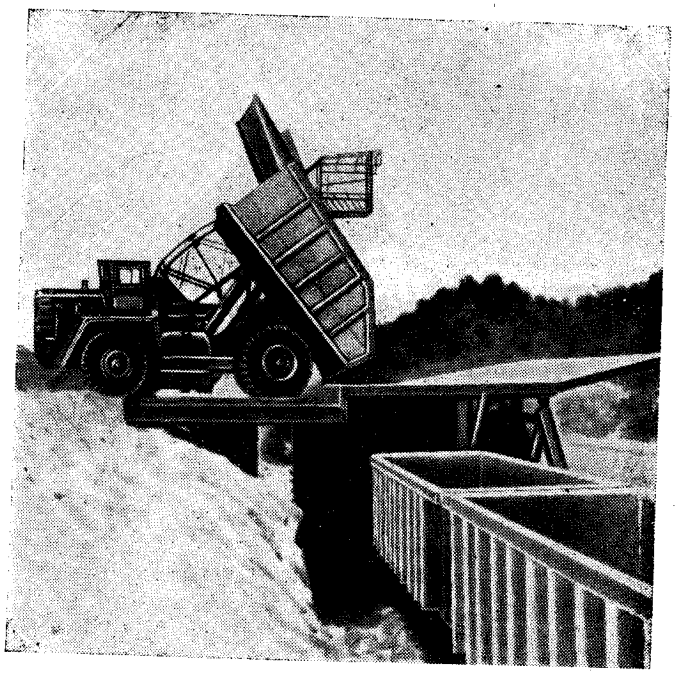


Рис. 44. Перегрузка бокситовой руды на карьере «Сант-Эн» (Ямайка)

В последнее время на многих зарубежных карьерах применяется непосредственная перегрузка руды из автосамосвалов в вагоны (карьер «Токуэпала» в Перу, карьер «Роуб Ривер» в Западной Австралии, карьер «Сант-Эн» в Ямайке и др. (рис. 44). Для этого на промежуточных горизонтах сооружаются перегрузочные площадки или железобетонные и металлические эстакады, с которых осуществляется непосредственная перегрузка в вагоны (думпкары, полувагоны), подаваемые по железнодорожному пути, уложенному вдоль эстакады. Характерной особенностью непосредственной перегрузки является ее большая производительность, объясняемая разгрузкой в думпкары одновременно большого количества автосамосвалов (в Перу на карьере «Токуэпала» с эстакад ежегодно перегружается до 45 млн. т руды). Непосредственная перегрузка не вызывает больших

капитальных затрат. Стоимость перегрузочных работ при непосредственной перегрузке является наиболее низкой. Для устройства перегрузочного пункта требуются небольшие рабочие площадки. Например, на карьере «Лавендер» в США перегрузочные площадки были приняты длиной 130 м и шириной 25 м. Иногда перегрузочные площадки устраиваются по обе стороны железнодорожного пути, что обеспечивает двустороннюю разгрузку. Очистка площадок от просыпавшейся при перегрузке горной массы производится колесными бульдозерами или фронтальными погрузчиками (рис. 45). Для сталкивания бульдозером окученной горной массы в думпкар устраиваются специальные лотки. При большой производительности сооружаются специальные эстакады из металлических и железобетонных конструкций. Иногда устраивается несколько параллельных эстакад или с каждой стороны эстакады имеется перегрузочная площадка,

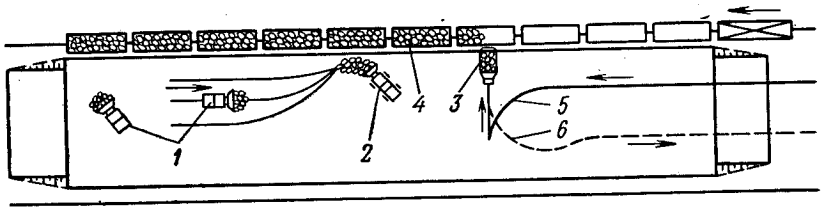


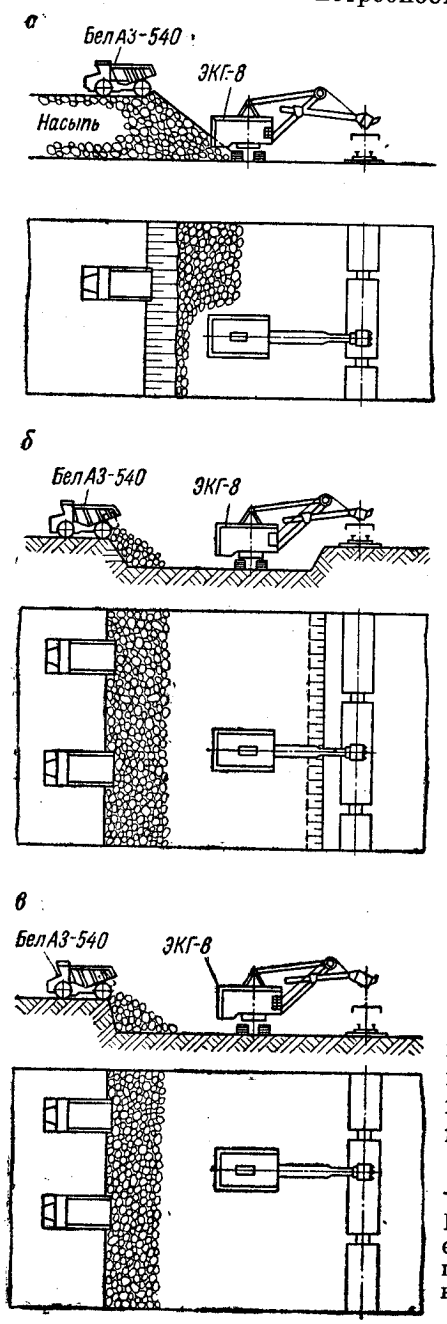
Рис. 45. Перегрузочная площадка и схема ее очистки от просыпавшейся горной массы:

1 — бульдозер; *2* — фронтальный колесный погрузчик; *3* — автосамосвал; *4* — локомотивосостав; *5, 6* — движение автосамосвалов соответственно груженых и порожних

что позволяет иметь несколько фронтов разгрузки. В этом случае укладываются два железнодорожных пути для возможности одновременной погрузки с эстакады двух локомотивосоставов. Такие перегрузочные пункты на карьере «Токуэпала» в Перу ежесуточно пропускают до 160—170 тыс. т горной массы (разгрузка автосамосвалов осуществляется через каждые 10 с).

Наряду с преимуществами непосредственная перегрузка имеет и недостатки. К ним относятся трудность достижения ритмичной одновременной подачи автосамосвалов и железнодорожных составов на перегрузочный пункт (особенно при различных по качеству рудах). В связи с этим на зарубежных карьерах для осуществления перегрузочных операций при автомобильно-железнодорожном транспорте устраивают промежуточные склады с механизированной погрузкой железнодорожных вагонов (рис. 46). Промежуточные склады представляют собой насыпи из складируемой горной массы. Складирование выполняется доставляющими на склад автосамосвалами, а погрузка в железнодорожные вагоны-экскаваторами и погрузчиками. Вдоль склада укладываются погрузочные железнодорожные пути с разъездами для обмена локомотивосоставов. Промежуточные склады нередко аккумулируют огромные запасы руды. Так, на карьере «Бингхэм» в США объем склада достигает нескольких сотен

тыс. т. Помимо выполнения перегрузочных операций склады сглаживают колебания в потребности руды и выполняют функции ее усреднения. Применяются также комбинированные перегрузочные пункты, имеющие перегрузочную площадку, эстакаду и небольшой резервный склад, используемый для устранения недостатков жесткой совместной работы двух видов транспорта и удовлетворения требований обогатительных фабрик к качеству руды.



При автомобильно-железнодорожном транспорте на зарубежных карьерах применяют также бункерную перегрузку. Для этого на поверхности у борта карьера или на одном из верхних горизонтов строят перегрузочные железобетонные или металлические бункера. На карьерах в штате Миннесота (США) для перегрузки больших объемов руд применяются исключительно железобетонные бункера с вибрационными питателями для погрузки руды в вагоны. Мощные вибрационные питатели по сравнению с пластинчатыми позволяют лучше устранить зависание замерзшей руды в бункерах при температуре ниже минус 30—40° С. Несмотря на ряд преимуществ бункерной перегрузки, сооружение бункеров целесообразно в том случае, если они служат весь период существования карьера. Большие капитальные затраты на сооружение бункеров, как правило, вынуждают отказаться от них и предпочесть им эстакадную перегрузку или склады с механизированной перегрузкой.

Рис. 46. Схема устройства внутрикарьерных экскаваторных перегрузочных пунктов с использованием первичной насыпи (*а*), приямка (*б*) и откоса уступа (*в*)

Анализируя применяемые на карьерах технологические схемы автомобильно-железнодорожного транспорта, можно выделить три наиболее типичных из них. Схемы различаются в зависимости от места расположения перегрузочных пунктов, выполняемых функций и области применения составляющих видов транспорта. Если перегрузочный пункт расположен на нижних горизонтах, автомобильный транспорт используется преимущественно при отработке нижних уступов карьера, а также при проходке траншей и подготовке глубоких горизонтов. Наиболее благоприятными условиями для данной схемы являются значительные размеры карьера в плане, позволяющие разместить железнодорожные пути с допустимыми уклонами и радиусами кривых и обеспечить перевозку горной массы с нижних горизонтов до поверхности железнодорожным транспортом. Значительные размеры карьера в плане позволяют беспрепятственно разместить перегрузочный пункт на одном из нижних рабочих горизонтов. Схема наиболее часто применяется при разработке крутых линзо- и штокообразных рудных тел при глубине карьера 200—300 м и более. Для нее характерны большая скорость понижения горных работ и короткое расстояние перевозки автомобильным транспортом (не более 500—700 м). Уклон автомобильных дорог достигает 100‰ и более (при проходке траншей и нарезке новых горизонтов), а радиус кривой — 20—25 м. Расстояние перевозки железнодорожным транспортом достигает 8—10 км и более, уклон железнодорожных путей — 35—40‰, радиус кривой — 150—180 м. Основной особенностью этой схемы является сравнительно небольшой удельный объем работ автомобильного транспорта (по сравнению с железнодорожным), занятого главным образом на горно-подготовительных работах, и большой объем работ железнодорожного транспорта, который не только вывозит горную массу на поверхность, но и транспортирует ее на значительное расстояние от борта карьера. Эта схема применяется на карьере «Лавендер» в США. Схема имеет весьма ограниченное применение.

Чаще используется технологическая схема, при которой перегрузочный пункт располагается на борту карьера, а автомобильный транспорт имеет более широкую сферу применения и используется для перевозки горной массы как в зоне перегрузочного пункта, так и с нижних горизонтов, а также с горизонтов, расположенных выше перегрузочного пункта. Железнодорожным транспортом горная масса перевозится от перегрузочного пункта до поверхности или непосредственно до потребителя, находящегося вдали от карьера. По мере углубления карьера перегрузочный пункт переносится (не чаще чем через 5—7 лет), что обусловлено увеличивающимся расстоянием перевозки. Размещение перегрузочных пунктов на борту карьера и редкий их перенос позволяют оборудовать их более капитально, чем при размещении временно на дне карьера, что усложняет их эксплуатацию. Расстояние перевозки автомобильного транспорта при этой схеме на мощных карьерах достигает 1—1,5 км и более, а на карьерах средней мощности — 0,8—1 км. Уклон автомобильных

дорог 70—80‰. Основной особенностью этой схемы является большой диапазон работы автомобильного транспорта, что делает схему более гибкой. Схема применяется на карьере «Сьерра Боливар» в Венесуэле, на карьере «Токуэпала» в Перу и др.

При расположении перегрузочного пункта на поверхности в непосредственной близости от верхней бровки борта карьера перевозка горной массы от забоев до перегрузочного пункта осуществляется только автомобильным транспортом. Так как автомобильный транспорт экономичен при небольшой глубине разработки, данная схема применяется преимущественно на карьерах с ограниченными размерами как в плане, так и по вертикали (глубина карьера до 100—150 м).

При расположении перегрузочного пункта на поверхности за пределами конечного контура карьера имеется возможность сохранить его на весь период работы карьера, создать развитую сеть подъездных и маневровых путей и значительно повысить эффективность транспорта. Использование этой схемы, так же как и предыдущей, возможно и на нагорных карьерах с размещением перегрузочного пункта у подошвы карьера. В этом случае горная масса из карьера перевозится автотранспортом по уклону. Расстояние перевозки не превышает 1,5 км (при движении под уклон известны примеры, когда оно достигает 2—3 км и более). Уклон автомобильных дорог при движении вверх без груза составляет 60—80‰, при движении вниз с грузом — 150—200‰. Схема применяется на карьерах «Трипп», «Либерти» и др.

При непосредственной перегрузке обычно применяют автосамосвалы грузоподъемностью 40—50 т с задней разгрузкой (карьер «Сьерра Боливар» в Венесуэле). В железнодорожный вагон разгружается 2—3 автосамосвала. При механизированной перегрузке применяются автосамосвалы грузоподъемностью 85—110 т и более (карьер «Бингхэм» в США). Внутрикарьерные автодороги устраиваются временными с покрытием из щебня. Для безопасности работ при перевозке горной массы вниз по спуску автосамосвалы оборудуются дополнительными тормозами-гидрозамедлителями. В ночное время автосамосвалы снабжают автоматическим стоп-сигналом, включающимся при включении заднего хода. Для управления движением и регулирования маневровыми операциями (заезд на эстакаду и подача автосамосвалов на перегрузку) используют специальную сигнальную световую аппаратуру.

На железнодорожном транспорте используется тепловозная и электровозная тяга. На перегрузочных пунктах обычно применяются тепловозы и дизель-электрические локомотивы, что исключает необходимость устройства на перегрузочном пункте контактной сети. Для скальных пород и тяжелых руд используют думпкары, для мягких пород — вагоны или гондолы. Количество думпкаров или вагонов в железнодорожном составе достигает 20. От длины состава зависит длина перегрузочной площадки и эстакады. На ряде карьеров при погрузке локомотив отцепляется, что позволяет иметь один

Таблица 38

Карьер	Техническая характеристика автомобильно-железнодорожного транспорта							
	Суточная производительность, тыс. т	Перегрузочный пункт	Характеристика перегрузочного пункта	Грузоподъемность, т: автомобилей	Грузоподъемность, т: вагонов	Количество сторон перегрузки	Количество погрузочных железнодорожных путей
«Лавендер» (США)	60	Эстакада	Железобетонная эстакада (длина 129 м, ширина 23—40 м) с заполнением тела площадки скальными породами	25—28	80	2	2
«Токуэпала» (Перу)	65	То же	То же (длина 160 м, ширина 35 м)	25	60—80	1	3
«Сьерра-Боливар» (Венесуэлла)	45	То же	То же (длина 100 м, ширина 30 м)	32	90	1	1
«Кэрол» (Канада)	55	Эстакада с бункерами	Железобетонная эстакада (длина 120 м, ширина 15 м) с бункерами емкостью 2000 т	100	100	1	1
«Сант-Эн» (Ямайка)	15	Эстакада с резервным складом	Железобетонная эстакада (длина 30 м, ширина 15 м); склад емкостью 50 000 т	42	84	1	1
«Ири Майнинг» (США)	25	Бункера	Бункера, образованные железобетонной вертикальной стенкой и естественным углом откоса перегрузочной площадки; бункера с вибрационными питателями	85	86	1	1
«Бингхэм» (США)	100	Перегрузочный склад	Внутрикарьерный перегрузочный склад емкостью 500—700 тыс. т	65—100	100	2	2
«Роуб Ривер» (Западная Австралия)	30	Перегрузочная площадка с бункерами	Перегрузочная площадка с железобетонными бункерами емкостью 6000 т	110	98	2	1

локомотив на два состава. При работе железнодорожных составов на спуск массовая норма состава достигает 1000—1100 т и более.

Техническая характеристика автомобильно-железнодорожного транспорта на зарубежных карьерах приведена в табл. 38.

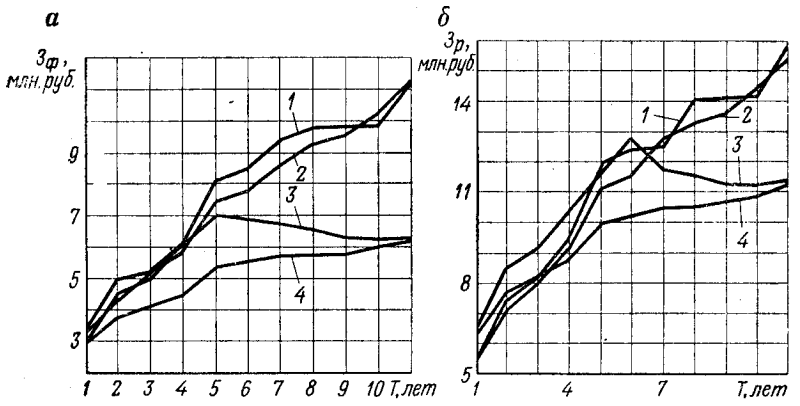


Рис. 55. График изменения фактических $З_ф$ (*а*) и расчетных $З_р$ (*б*) эксплуатационных затрат на внутрикарьерный транспорт во времени T на Стойленском карьере:

1 — дизель-троллейвозный; *2* — автомобильно-конвейерный; *3* — железнодорожный; *4* — автомобильно-железнодорожный

Таблица 45

Показатели	1969 г.	1970 г.	1971 г.
Среднее расстояние транспортирования автосамосвалами, км	2,55	2,50	2,51
Среднетехническая скорость движения автосамосвалов, км/ч:			
БелАЗ-540	21,3	22,3	22,8
БелАЗ-548	19,8	17,7	19,0
Годовая производительность на 1 т списочной грузоподъемности автосамосвалов, тыс. т/тыс. ткм:			
БелАЗ-540	8,65/22,71	8,45/22,11	8,41/21,58
БелАЗ-548	9,74/22,29	9,81/21,85	9,62/24,67
Число перегрузочных пунктов	4	4	4
Число железнодорожных путей на перегрузочных пунктах	1	1	1
Число экскаваторов на перегрузочных пунктах:			
ЭКГ-4	3	2	3
ЭКГ-4,6	1	2	1
Расстояние транспортирования железнодорожным транспортом, км	6,74	7,15	7,56
Производительность электровозосостава, тыс. т/год	1272	2023	2073
Себестоимость транспортирования, коп/ткм:			
БелАЗ-540	8,74	8,26	8,99
БелАЗ-548	5,1	7,06	5,82
Локомотивосоставами (электровозы EL-1, думпкары грузоподъемностью 105 т)	1,66	1,39	1,17

принимается 350—450 тыс. т, что обеспечивает работу обогатительной фабрики в течение 16—20 смен. К 1976 г. будет построен склад с двумя штабелями. К штабелям подводятся железнодорожные пути. Погрузка руды, кварцитов и сланцев на складах осуществляется экскаваторами ЭКГ-8 с ковшом емкостью 6 м³. От перегрузочных пунктов до станции «Стрелица» (на борту карьера) руда перевозится в железнодорожных составах с использованием тяговых агрегатов ПЭ-2 с двумя моторными думпкарами (сцепной вес 3600 кН). Для перевозки руды от станции «Стрелица» до обогатительной фабрики применяются агрегаты ПЭ-2 с одним моторным думпкаром. Формирование и расформирование рудных и породных составов и замена локомотивов производятся на станции «Стрелица». Предусматриваются думпкары грузоподъемностью 170—180 т. Локомотивосоставы состоят из 4—5 думпкаров, что позволяет на поверхности составлять составы из 8—10 думпкаров.

В последнее время в связи с намеченным переносом обогатительной фабрики и отвалов непосредственно к карьеру принятые проектные решения будут пересмотрены. Расстояние от карьера до обогатительной фабрики и отвалов будет сокращено с 16—18 до 2—3 км, что обеспечивает возможность конкуренции варианта автомобильно-конвейерного транспорта без железнодорожного звена на поверхности с другими вариантами.

Баженовские асбестовые карьеры (проект института «Уралгипрошахт») административно объединены в два рудоуправления — Центральное и Южное. Карьерами разрабатывается крутая линзообразная залежь длиной около 30 км и шириной 1—3,5 км. Размеры отдельных асбестовых залежей изменяются по простиранию от 150 до 1500 м и более при мощности от 50 до 250 м. Производительность карьеров достигла 110 млн. т горной массы в год (проектная производительность 130 млн. т). В перспективе четыре действующих карьера должны объединиться в один общий карьер длиной 10,3 км, шириной 1,8—2 км и максимальной глубиной в центральной части 680 м. В настоящее время глубина разработки на отдельных участках составляет 180—190 м. Среднее годовое понижение 9—11 м. С 1962 г. на карьерах применяется автомобильно-железнодорожный транспорт. На перегрузочных пунктах применяется экскаваторная перегрузка руды и пород. На карьерах имеется два-три рудных и один-два породных перегрузочных пункта, перемещающихся с развитием работ на карьере. Это объясняется главным образом отсутствием достаточно широких рабочих площадок и непостоянством экскаваторных забоев.

Ширина рабочих площадок при автотранспорте 35—50 м, при железнодорожном транспорте 45—60 м (в отдельных случаях 90—100 м). На перегрузочный пункт руда перевозится автосамосвалами с двух-четырех горизонтов. Склады устраиваются путем отсыпки горной массы под откос уступа. В связи с этим они имеют высоту 12—15 м. Емкость таких складов достигает 40—50 тыс. т. Наряду с этим устраивают склады-насыпи, отсыпка которых ведется в торец

и развитие их носит тупиковый характер. Такие склады имеют высоту 5—6 м, ширину до 20 м, емкость 12—15 тыс. т. Автосамосвалы БелАЗ-540 работают в три смены. Обслуживание и мелкий текущий ремонт автосамосвалов выполняется на карьере. Производительность автосамосвалов в смену составляет 680—700 т. Автомобильные дороги и заезды на склады имеют покрытие из щебня. Уклон автодорог 70‰. На каждый склад горная масса обычно поступает от трех экскаваторов ЭКГ-8И. Железнодорожный транспорт представлен электровозами EL-1 и 21Е сцепным весом 1700 кН (балласт 200 кН) и думпкарами грузоподъемностью 100 и 105 т. Составы состоят из 5—6 думпкаров. Электровозы обслуживаются одним машинистом. Уклон железнодорожных путей 40‰. Склады с боковой и торцовой отсыпкой имеют один погрузочный путь длиной до 250—350 м, связанный с железнодорожным путем, проложенным по горизонту. Выравнивание подъездов и площадок под склады, перемещение горной массы на складах, формирование насыпей, подготовка оснований под железнодорожные пути и ряд других вспомогательных работ выполняются бульдозерами Т-130 и ДЭТ-250. Данные, характеризующие работу транспорта на Баженовских асбестовых карьерах за период 1962—1971 гг., приведены в табл. 46.

Таблица 46

Показатели	1962 г.	1971 г.
	при железнодорожном транспорте	при автомобильно-железнодорожном транспорте
Годовой объем транспортных работ, млм. т/млн. ткм	79,3/525	90,99/1015,02
Протяженность железнодорожных путей, км:		
постоянных	142,5	194,2
передвижных	122,5	105,7
Среднее расстояние перевозок, км:		
для автотранспорта		2,3
для железнодорожного транспорта	6,51	10,94
Продолжительность оборота состава, мин	218	192
Среднесуточное число рабочих локомотивов	77	71
Средняя масса поезда, т	426	487
Среднесуточная производительность локомотивосостава, тыс. ткм	19,7	40,2
Себестоимость 1 ткм, коп.:		
при автотранспорте	—	7,8
при железнодорожном транспорте	1,42	1,12

Сибайский меднорудный карьер (проект института «Унипромедь») разрабатывает залежь с максимальной мощностью 250—270 м, которая с глубиной уменьшается до полного выклинивания. Проектная глубина карьера 440 м. Верхние горизонты 329—277 м разрабатываются с применением железнодорожного транспорта. Нижележащие горизонты вскрываются скользящими съездами. С 1962 г. на карьере начал применяться комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт. Применение комбинированного транспорта было вызвано увеличивающимся расстоянием транспортирования (более 7—8 км), ограниченными размерами карьера и стремлением снизить себестоимость перевозок автотранспортом. Погрузка руды в забоях производится экскаваторами ЭКГ-4,6. От забоев руда перевозится автосамосвалами БелАЗ-540 до перегрузочного пункта, представляющего собой эстакаду длиной 32 м и высотой 2,9 м, служащую для непосредственной перегрузки из автосамосвалов в думпкары. Эстакада построена из железобетонных блоков и плит и имеет верхнюю спланированную площадку размером 30 × 50 м для заезда автосамосвалов. Производительность автосамосвалов при перевозке горной массы до перегрузочного пункта повысилась более чем в 2 раза. Производительность железнодорожных составов при работе в комбинации с автотранспортом на 45—50% выше средней по карьеру. Себестоимость перевозки 1 м³ вскрыши комбинированным транспортом снизилась на 24 коп. по сравнению с перевозкой автотранспортом. При работе в комбинации себестоимость 1 ткм составила 7 и 1,4 коп. соответственно для автомобильного и железнодорожного транспорта. Проведенные хронометражные наблюдения за работой перегрузочной эстакады свидетельствуют о больших резервах ее пропускной способности, зависящих от организации работы транспорта (табл. 47). В последнее время в связи с применением на карьере скипового подъемника автомобильно-железнодорожный транспорт постепенно вытесняется и в дальнейшем сохранится лишь при развитии верхних горизонтов.

Кургашинканский полиметаллический карьер (проект института «Гипроцветмет») разрабатывает группу рудных тел крутого падения, образующих рудоносную зону протяженностью 1200 м. Годовое понижение составляет 12—13 м. Нижние горизонты, начиная с отметки +590 м, вскрыты по комбинированной схеме с сочетанием существующего центрального заезда со спиральными и тупиковыми заездами на нижележащих горизонтах. Подвигание фронта работ — от висячего бока к лежачему. Горизонты выше отметки +570 м разрабатываются с применением железнодорожного транспорта. На горизонтах ниже отметки +570 м применяется автотранспорт (автосамосвалы БелАЗ-540), что вызывается необходимостью селективной выемки и складирования руды на перегрузочных пунктах. Расстояние от забоев до перегрузочных пунктов 2,2—2,4 км. Внутрикарьерные перегрузочные пункты располагаются непосредственно на рабочих площадках, ширина которых составляет 40—50 м. Склад устраивается путем отсыпки руды или породы под откос уступа, что позволяет с самого начала складирования иметь высоту склада до 10—12 м. Это особенно важно в связи с крайне ограниченными размерами карьера в плане. Породный

Таблица 47

Показатели	Данные работы эстакадного перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте						
	Первые сутки			Вторые сутки			Средне-сменное значение
	Смена						
	I	II	III	I	II	III	
Среднее время погрузки состава (с учетом времени ожидания), мин	69	62	58	68	78	84	69,5
Время чистой погрузки состава, мин	38	32	33	35	31	22	31,5
Время ожидания состава, мин	15	12	11	13	29	46	21,0
Время очистки железнодорожного пути от просыпавшейся породы, мин	—	4	5	—	3	—	2,0
Время перерыва в подаче груженых автосамосвалов на перегрузочную эстакаду, мин	16	14	12	20	15	16	15,5
Число загруженных составов в смену	7	8	7	8	6	5	6,5
Объем горной массы, погруженной автосамосвалами в думпкары, м³/смену	1120	1280	1120	1280	960	800	1090
Число разгруженных на эстакаде автосамосвалов в смену	112	128	112	128	96	80	109
Коэффициент использования перегрузочной эстакады во времени	0,55	0,52	0,57	0,51	0,4	0,26	0,46

Примечание. В таблице приведены данные для Сибайского карьера.

и рудный склады расположены вблизи устья выездной траншеи. Породный склад имеет длину 200 м, рудный — 300 м. Рудный склад длиной 300 м и емкостью 100 тыс. т разбит на две части, каждая из которых обслуживается своим экскаватором. Вдоль складов проходят погрузочные пути, разъезды устраиваются за пределами склада. На складе средняя производительность экскаватора ЭКГ-4,6 составляет 1450 м³. Транспортирование руды и вскрышных пород от складов до обогатительной фабрики и отвалов производится железнодорожными составами (электровозы переменного тока Д-100М, думпкары ВС-100). Руководящий уклон 25‰. В 1966 г. на карьере введена эстакадная перегрузка. Фронт погрузки эстакады длиной 15 м рассчитан на один вагон-думпкар и одностороннюю перегрузку горной массы из автосамосвалов. Наибольшая производительность эстакады 1500—1600 м³ в смену, т. е. эстакада заменяет один экскаватор ЭКГ-4,6, работающий на перегрузке. Совместное применение эстакадной и экскаваторной перегрузки в значительной степени устраняет взаимозависимость между собой автомобильного и железнодорожного транспорта, работающих в комбинации. В случае нарушения в подаче на перегрузку автосамосвалов склад служит резервной емкостью.

Центральный Криворожский железорудный карьер (проект института «Южгипроруда») разрабатывает месторождение окисленных и неокисленных кварцитов. Ведение горных работ характеризуется сложными горнотехническими условиями, вызванными несогласным залеганием крутых залежей (60—65°) и непосредственной близостью подземных работ. Перевозка руды на дробильно-обогатительную фабрику и пустых пород на отвалы производится комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом. Горная масса от экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 перевозится автосамосвалами БелАЗ-540 на шесть перегрузочных пунктов. Два из них служат для перегрузки руды и четыре — для скальных вмещающих пород. Верхние горизонты, представленные мягкими вскрышными породами, разрабатываются с применением железнодорожного транспорта. Однако основной объем внутрикарьерных перевозок приходится на автотранспорт (более 65%), из которых до 80% проходит через перегрузочные пункты. В 1971—1972 гг. автомобильно-железнодорожным транспортом перевозилось по 10—12 млн. м³ горной массы. Сложные горнотехнические условия вызывают большие колебания в поступлении горной массы на перегрузочные пункты (от 70 до 340 м³/ч). Перегрузочные пункты представляют собой склады горной массы объемом 40—50 тыс. м³, высотой до 7—8 м. Максимальное поступление горной массы на перегрузочный пункт достигает 11 тыс. м³/сутки. Примерно такой же объем горной массы вывозится с перегрузочных пунктов. Производительность перегрузочных экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 составляет 280—300 м³/ч. Применение экскаваторной перегрузки позволяет производить усреднение качества руды, отличающейся большой неравномерностью по сортам и процентному содержанию металла. Однако это вызывает длительные простои поездов под погрузкой (до 40—50 мин) и высокую стоимость перегрузочных работ, достигающую 15—16 коп/м³. С целью снижения простоев поездов под погрузкой на карьере применена эстакадная перегрузка (сооружена железобетонная эстакада). Длина эстакады 90 м, ширина 4,5 м и высота 3,76 м. Эстакадная перегрузка позволила сократить продолжительность погрузки локомотивосостава на 65—70%. Однако недопустимо большая высота перегрузки и частые просыпи руды на железнодорожный путь (недостаток конструкции) значительно ограничили возможность использования эстакады. Этот недостаток был устранен путем устройства на карьере перегрузки через бункер. Емкость бункера была принята равной емкости думпкара. Бункер загружается автосамосвалами. Однако практика показала, что для наиболее эффективного применения бункерной перегрузки необходимо сооружение бункеров большей емкости. Оптимальная емкость бункера для рудных и породных перегрузочных пунктов карьера равна соответственно 2450 и 2600 м³. При такой емкости бункеров себестоимость перегрузки 1 м³ горной массы составит 7,8 коп.

Разгрузка бункера должна производиться с помощью пластинчатых питателей, что позволит сократить продолжительность погрузки поезда до 8—10 мин. Данные, характеризующие производительность перегрузочных пунктов на карьере, приведены в табл. 48.

Таблица 48

Номер перегрузочного пункта	Перегружаемая горная масса	Тип экскаватора	Число экскаваторов	Средняя (за год) производительность перегрузочного пункта, м³/сутки
№ 1	Магнетитовая и окисленная руда	ЭКГ-4,6	1	6150
№ 3	Окисленная руда и вскрыша	ЭКГ-4	1	6150
№ 4	Вскрыша	ЭКГ-8	1	2990
№ 2	Магнетитовая руда	ЭКГ-4,6	1	4600
№ 5 (горизонт + 25 м)	Вскрыша	ЭКГ-8	1	4260
№ 6 (горизонт + 75 м)	Вскрыша	ЭКГ-4	1	5050
				3460

§ 2. Автомобильно-конвейерный транспорт на отечественных карьерах

Ингулецкий железорудный карьер (проект института «Кривбасспроект») разрабатывает залежь магнетитовых кварцитов (преобладающая горизонтальная мощность 200—1000 м), простирающуюся на 2,5 км. Производительность карьера предполагается довести до 36 млн. т в год. По проекту автомобильно-конвейерный транспорт (рис. 56) вводится в эксплуатацию с глубины 150 м. Из забоев руда автосамосвалами БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 т перевозится до перегрузочного пункта (горизонт —60 м), который оборудован наклонными колосниковыми грохотами и дробилкой. Колосниковые грохоты консольного типа с односторонним закреплением колосников. Согласно проекту пропускная способность перегрузочного пункта 45 млн. т руды в год. Под одним из приемных устройств размещается конусная дробилка ККД-1500/180 производительностью 14,5 млн. т руды в год, а под вторым — колосниковый грохот (расстояние между колосниками 220—250 мм, угол наклона колосников 35°). На грохот поступает 20 млн. т руды. Не прошедшая через решетку руда (негабаритные куски) в объеме 4,5 млн. т возвращается в конусную дробилку. Возврат негабаритных кусков осуществляется следующим образом. Оставшаяся на грохоте руда (куски размером 180—1000 мм) пластинчатым питателем (длина 28 м, ширина полотна 2,4 м) производительностью 3000 т/ч подается в железобетонный бункер емкостью 100 м³, из которого грузится в автосамосвалы и последними доставляется в конусную дробилку. Прошедшая через дробилку и грохот руда (фракции 0—350 мм) пластинчатыми питателями подается на сборочные конвейеры,

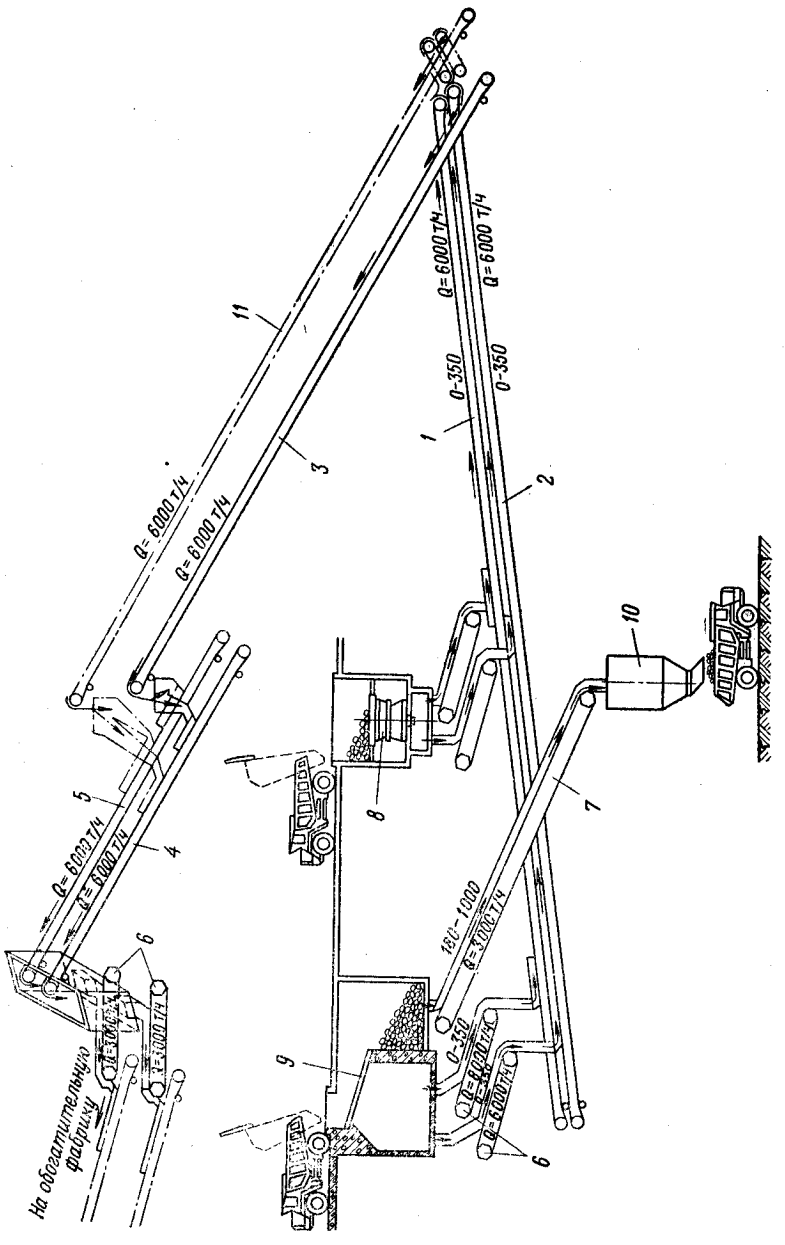


Рис. 56. Схема автомобильно-конвейерного транспорта на Ингулецком железорудном карьере:
1, 2, 3, 4, 5 — ленточные конвейеры; *6, 7* — пластинчатые питатели; *8* — конусная дробилка; *9* — колосниковый грохот; *10* — бункер для негабаритных кусков; *11* — резервный конвейер

расположенные под приемными устройствами. Длина става сборочных конвейеров 345 м, ширина ленты 1600 мм и скорость движения ленты 3,25 м/с. Производительность конвейеров 6000 т/ч. В настоящее время на карьере построен один перегрузочный пункт. Приемное устройство имеет два колосниковых грохота с консольно закрепленными колосниками и четыре места для разгрузки автосамосвалов. Под ними расположена конусная дробилка 1500/180, три пластинчатых питателя, ленточный конвейер и козловой кран. Далее следуют сборочные конвейеры. Для отсева мелочи автосамосвалы разгружаются на колосниковые грохоты, в дробилку попадает только надгрохотный продукт (рис. 57).

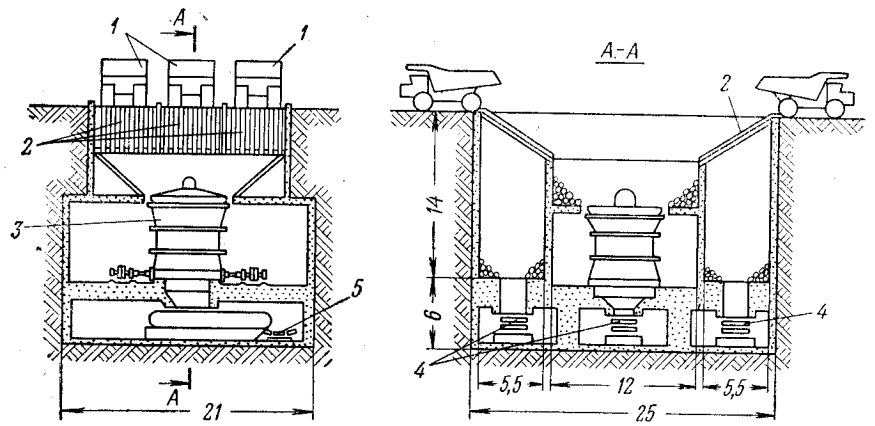


Рис. 57. Перегрузочный пункт с грохотильно-дробильной установкой на Ингулецком железорудном карьере:

1 — автосамосвал; *2* — колосниковый грохот; *3* — конусная дробилка; *4* — пластинчатый питатель; *5* — конвейер

Каждое приемное устройство на поверхности имеет по три места для разгрузки автосамосвалов. Проектом предусмотрена выдача руды на поверхность по западному борту карьера двумя взаимно дублирующими конвейерными линиями, которые устанавливают в нижней части в горизонтальных штольнях длиной 230 м (отметка — 80 м), а выше — в наклонных стволах длиной 450 м, с углом подъема 16°. На сопряжении наклонных стволов со штольнями предусмотрены перегрузочные узлы с подсевом мелочи (высота перегрузки 6 м). Расстояние между стволами 20 м. В настоящее время введен в эксплуатацию первый ствол с конвейерной линией. Ствол по наносам закреплен тюбингами, в нижней части — торкрет-бетоном со штангами и бетоном. Сечение ствола в свету 5000 мм. В штольнях и стволе установлены конвейеры с резинотросовой лентой РТЛ-5000 шириной 2000 мм. Скорость движения ленты 3,25 м/с. Длина подъемного конвейера 510 м. Рядом с конвейером проходит фуникулер с концевым канатом для подъема людей и материалов. Дробленая

руда по стволу поднимается на поверхность и далее по галерее магистральным конвейером транспортируется на фабрику с тремя-четырьмя стадиями дробления. С ростом глубины карьера (проектная глубина 640 м) намечается углубление наклонного ствола и сбойка его с карьером штольнями через 60 м. В связи с этим будет осуществляться перенос перегрузочных грохотильно-дробильных пунктов на нижерасположенные горизонты.

При общей длине действующих конвейеров на карьере 1,5 км затраты на конвейеры составили 820 тыс. руб., или в среднем 540 руб. на 1 м длины конвейера. Стоимость горно-капитальных

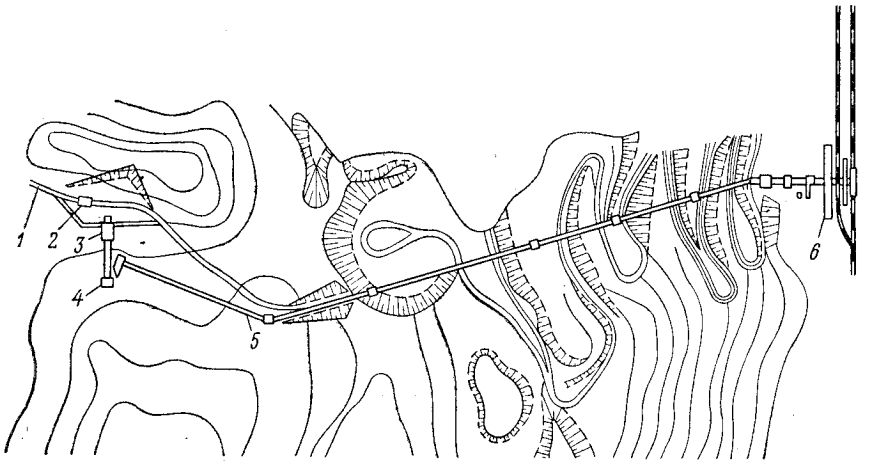


Рис. 58. Схема автомобильно-конвейерного транспорта на Балаклавском известняковом карьере:

1 — автомобильная дорога; *2* — весовая; *3* — дробилка ЩКД; *4* — дробилка КСД; *5* — конвейер; *6* — обогатительная фабрика

работ (проходка наклонного ствола длиной 814 м с перегрузочными камерами) 9,3 млн. руб. При автомобильно-конвейерном транспорте себестоимость перевозок оказалась почти в 2 раза, а трудоемкость в 3 раза ниже, чем при железнодорожном транспорте с тепловозной тягой. Себестоимость 1 ткм при конвейерном транспорте с расположением конвейеров на горизонтальной трассе и в наклонном стволе равна соответственно 1,5 и 2,4 коп.

Балаклавский известняковый карьер (проект института «Гипроруда») разрабатывает нагорную часть месторождения (рис. 58). Производственная мощность карьера составляет 5 млн. т известняка в год. От забоев горная масса перевозится автосамосвалами КрАЗ-222 до перегрузочного пункта, расположенного на расстоянии 0,5 км (у границы карьера). Перед разгрузкой в бункер автосамосвал взвешивают на весах. Приемный бункер (размеры в плане 7 × 8 м) емкостью 250 т рассчитан на разгрузку автосамо-

свалов с трех сторон. Из бункера известняк поступает на пластинчатый питатель (размеры 6000 × 1800 мм), а из него в щековую дробилку ЩКД-8 с приемным отверстием 1200 × 1500 мм. Над дробилкой установлен мостовой кран, служащий для выполнения монтажных работ и извлечения крупных кусков из загрузочного отверстия дробилки. Надгрохотная горная масса, нуждающаяся во вторичном дроблении, наклонным конвейером длиной 64 м подается в конусную дробилку КСД-2200Б, а затем конвейером длиной 32 м — на первый магистральный конвейер с подгрохотным продуктом. Для удаления из потока металлических предметов перед дробилкой установлен электромагнитный улавливатель. Крупность поступающей на магистральные конвейеры горной массы составляет 80—100 мм (размер разгрузочной щели дробилки 76 мм). На карьере срок службы бельтинговой конвейерной ленты (Б-820) достигает 1,5—2 лет, а установленная на магистральном конвейере лента с синтетическими прокладками прослужила более 3,5 лет. При ремонте на карьере применяют горячую вулканизацию лент и периодически переставляют ленты с тяжелых участков на более легкие. От стационарной дробильной установки дробленый известняк транспортируется вниз по склону возвышенности до обогатительных и погрузочных устройств на внешний транспорт. Транспортирование осуществляется шестью магистральными конвейерами общей длиной 928 м. Ширина конвейерной ленты ЛКУ-250 равна 1000 мм, скорость движения ленты 1,9 м/с, производительность конвейера до 5800—5900 т/смену. Два первых конвейера установлены почти горизонтально, четыре последующих — с углом наклона от 15 до 17° 40′. Верхняя часть каждого начального конвейера на участке длиной 3—4 м выположена, что позволяет горной массе занять устойчивое положение на ленте и в дальнейшем (несмотря на значительный уклон) она нормально перемещается по конвейеру. На наклонном участке длиной 400 м при высоте перепада 125 м привод конвейеров работает в режиме рекуперации и отдает в сеть 105 кВт·ч электроэнергии, что вполне достаточно для привода горизонтальных конвейеров и питания ламп электрического освещения, установленных параллельно конвейерной линии. На горизонтальном участке рядом с конвейером проходит специально построенная автомобильная дорога с железобетонным покрытием шириной 4,5 м для автомобилей, обслуживающих конвейерную линию. Высота конвейерных секций 600 мм. Секции установлены на железобетонных шпалах (расстояние между шпалами 1,2 м), соединенных со стойками секций металлическими штырями. Верхние роликоопоры расположены через 0,6 м, нижние — через 2,4 м. Срок службы роликов примерно 4 года (в течение года их 3 раза разбирают и смазывают). Над конвейерами имеются открытые галереи, покрытые волнистым железом, что предохраняет ленты от атмосферных осадков и солнечных лучей. На секциях через каждые 10 м установлены металлические дуги, благодаря чему удается предотвратить сбрасывание ленты ветром. Боковые стенки галереи со стороны господствующих ветров имеют

обшивку. Приводные станции наклонных конвейеров расположены в верхней части ставов. Для работы в тормозном режиме они оборудованы электромагнитными колодочными тормозами КМТ-700, установленными на соединительных муфтах между электродвигателем и редуктором. Натяжные станции имеют трехбарабанное грузовое натяжение и находятся в нижней части конвейеров. Перегрузочные узлы при высоте перепада более 3 м оборудованы течками, позволяющими дважды изменять направление движения падающей на ленту горной массы (благодаря наличию обратных карманов). Днище карманов бронировано плитами из марганцовистой стали толщиной 40—50 мм. На конвейерной линии имеются весы ГКВ-1 для взвешивания транспортируемой горной массы (масса горной массы регистрируется на диспетчерском пункте). Конвейерная линия оборудована средствами блокировки и автоматизации. Запуск конвейеров (последовательный) производится с центрального диспетчерского пункта. Линия обслуживается двусторонней громкоговорящей радиосвязью. При обрыве ленты и забивке перегрузочных течек конвейерная линия автоматически останавливается. Обрыв ленты контролируется при помощи реле скорости, установленных на нижних роликах вблизи приводного барабана. О забивке течек сигнализируют гамма-реле, установленные на каждом перегрузочном пункте.

Работа автомобильно-конвейерного транспорта на Балаклавском карьере характеризуется достаточно высокой степенью надежности, что подтверждается данными табл. 49.

Таблица 49

Режим работы	Часы	%
Календарное время года	8760	100,0
Время работы линий	6210	71,0
Время простоев	45,4	5,2
В том числе:		
отключение энергии	13,5	30,0
остановка экскаваторов	13,2	29,0
забивка течек	1,1	2,0
переклепывание ленты	0,5	1,0
неисправность автоматической системы управления	4,8	11,0
отказ тормозной системы	4,3	9,0
пробуксовка ленты	8,0	18,0
Время годового ремонта и целосменных простоев	504,6	23,8

При трехсменной работе конвейерную линию обслуживают 9 слесарей-электриков и 3 диспетчера. Каждую дробилку обслуживают машинист и вспомогательный рабочий. Ежедневно в промежутке между сменами в течение 30—40 мин производится осмотр всего оборудования. Ремонт оборудования выполняется в выходные дни специальной бригадой электриков (обычно один раз в месяц).

Месячная производительность установки достигает 340—350 тыс. т. Себестоимость 1 ткм при конвейерном транспорте составила 4,7 коп. Расходы, вызванные переходом от автомобильного к автомобильно-конвейерному транспорту, окупились в течение 1,5 года. Себестоимость транспортирования 1 т известняка снизилась с 20 до 9 коп.

Кроме нагорного Балаклавского известнякового карьера с применением автомобильно-конвейерного транспорта работает ряд карьеров глубинного типа, разрабатывающих толщу известняков двумя-тремя уступами. Среди них известняковые карьеры Комсомольского рудоуправления (Донбасс), Пятовский карьер (РСФСР), известняково-мергельный Ахангаранский карьер (УзССР) и др. С использованием автомобильно-конвейерного транспорта намечается разрабатывать многие известняковые карьеры Урала и Сибири (Новопристанский, Гальяновский, Гурьевский и др.).

Угольные карьеры «Красногорский», «Алардинский», «Сибиргинский», «Куреинский», им. 50-летия Октября разрабатывают сложноструктурные угольные месторождения Южного Кузбасса. Проектом, разработанным институтом УкрНИИпроект, предусмотрено применение на карьерах автомобильно-конвейерного транспорта для перевозки вскрыши и угля. Производительность транспорта составляет 1500—3000 т/ч. На карьере «Красногорский» для перевозки вскрышных полускальных пород (аргиллиты и алевролиты) предусмотрена конвейерная линия производительностью 1500 т/ч (630 м³/ч). От забоев до перегрузочного пункта горная масса перевозится автосамосвалами БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т (расстояние перевозки до 1,5—2 км). На перегрузочном пункте установлены приемный бункер, пластинчатый питатель и щековая дробилка (размеры приемного отверстия 900 × 1200 мм) производительностью 400 м³/ч. Разгрузка автосамосвалов в бункер осуществляется с трех сторон. После дробления горная масса крупностью до 300 мм поступает на конвейерную линию, состоящую из конвейера № 1 длиной 620 м (высота подъема 110 м), конвейера № 2 длиной 750 м (высота подъема 68 м) и горизонтального торцевого конвейера на отвале длиной 500 м, с которого горная масса передается на отвальный конвейер длиной 450 м, передающий ее на перпендикулярно перемещающийся отвалообразователь 800/40. Конвейеры имеют капроновую ленту шириной 1400 мм (скорость движения ленты 2,5 м/с) и оснащены гибкими роликоопорами, грузовыми натяжными устройствами и вибрационными питателями. На карьере «Красногорский» при автомобильно-конвейерном транспорте эксплуатационные затраты на дробление, конвейерный транспорт и отвалообразование в 2,3 раза меньше, чем при автомобильном транспорте. При этом капитальные затраты на автомобильно-конвейерный транспорт окупаются примерно за 2,5—3 года.

На карьере «Алардинский» предусмотрена блочная схема разработки, при которой половина карьерного поля разрабатывается

на всю глубину, а затем вскрышные породы второй половины размещаются в выработанном пространстве. Через 15 лет на карьере достигаются наиболее высокие технико-экономические показатели. В середине периода эксплуатации месторождения показатели на 30—35% ниже максимальных (табл. 50).

Таблица 50

Показатели	Транспорт	
	железнодорожный	автомобильно-конвейерный
Годовая производительность карьера по вскрыше, млн. м³	15,0	8,3
То же, по углю, млн. т	2,4	2,4
Среднее расстояние транспортирования вскрыши колесным транспортом, км	6,0	0,6—0,9
То же, угля, км	10,0	0,5
Среднее расстояние транспортирования вскрыши конвейерами, км	—	1,7
То же, угля, км	—	1,5
Эксплуатационные расходы, руб.:		
на 1 м³ вскрыши	0,395	0,318
на 1 т угля	2,53	1,44
Капитальные затраты на 1 т угля, руб.	6,60	3,30

На карьере «Сибиргинский» применение автомобильно-конвейерного транспорта (рис. 59) позволяет интенсифицировать производство работ и обеспечить намечаемый объем добычи не со всего фронта длиной 4 км, а лишь с половины его. При этом объем вскрыши по сравнению с первоначальным периодом уменьшается на 100 млн. м³. На карьере «Куреинский» автомобильно-конвейерный транспорт обеспечивает снижение затрат на вскрышные работы (включая транспорт и отвалообразование) примерно на 30% по сравнению с железнодорожным транспортом.

В Центральном районе Кузбасса наиболее реальным представляется переход на автомобильно-конвейерный транспорт в условиях карьера им. 50-летия Октября. В результате реконструкции производительность карьера возрастает с 3 до 18 млн. т угля в год при годовом объеме вскрышных работ 45—47 млн. м³. Согласно проекту вскрышные породы разрабатываются мехлопатами ЭКГ-12,5. От забоев до перегрузочных пунктов вскрыша перевозится автосамосвалами БелАЗ-549. Перегрузочные пункты оборудуются щековыми дробилками ЩДП-21 × 25 (приемное отверстие 2100 × 2500 мм) производительностью 2000 м³/ч. От перегрузочных пунктов вскрышные породы системой ленточных конвейеров перемещаются в отвал. Конвейеры оснащены резинотросовой лентой шириной 2000 мм. Скорость движения лент 3 м/с. Породы укладываются в отвал отвалообразователем с консолью длиной 70 м. Производительность конвейерной линии 4000 м³/ч. Уголь до перегрузочного пункта

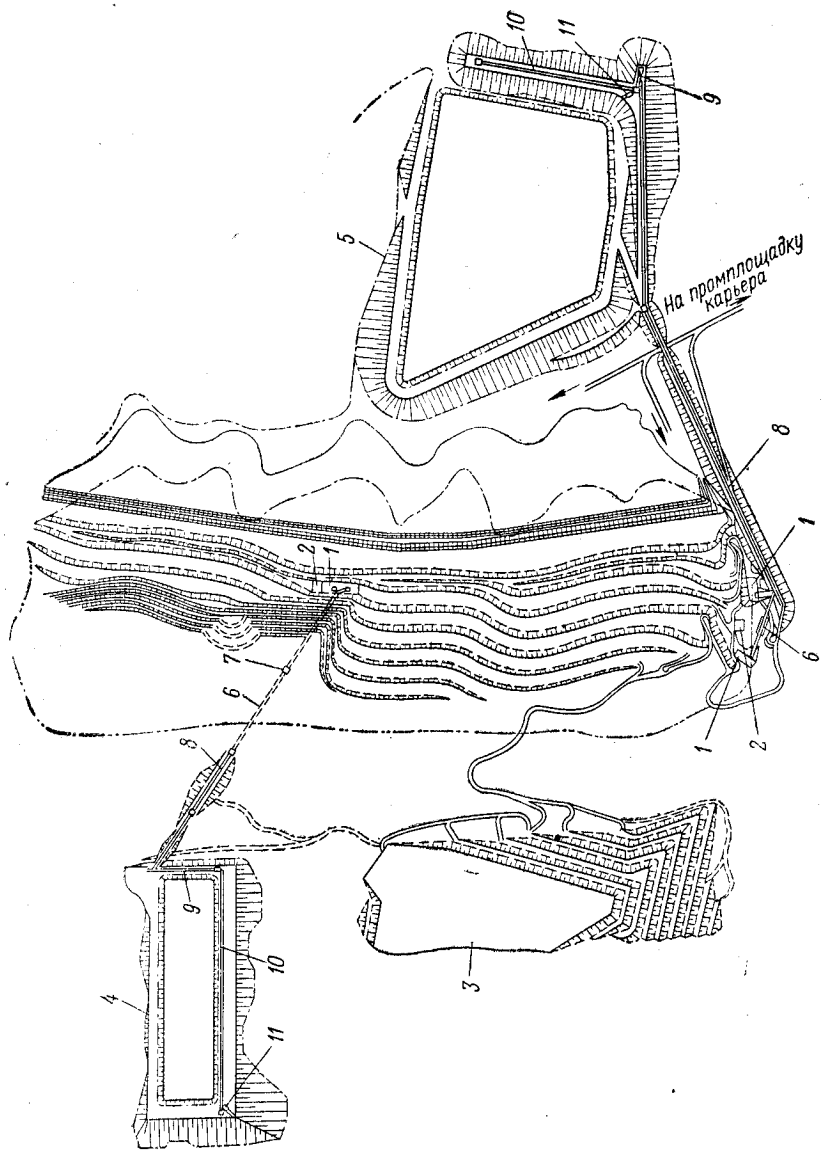


Рис. 59. Схема автомобильно-конвейерного транспорта на угольном карьере «Сибиргинский»:
1 — приемная площадка перегрузочного пункта; *2* — площадка для заправки автосамосвалов горючим; *3* — автомобильный отвал; *4* и *5* — конвейерный отвал; *6* — подземная выработка; *7* — камера приводной станции конвейера; *8* — магистральный конвейер; *9* — торцовый ленточный конвейер; *10* — отвальный ленточный конвейер; *11* — отвалообразователь

перевозится углевозами грузоподъемностью 120 т. От перегрузочного пункта до обогатительной фабрики уголь транспортируется ленточным конвейером. При автомобильно-конвейерном транспорте количество рабочих сокращается до 1942 человек (против 3450 человек при железнодорожном транспорте), а производительность труда рабочего возрастает в 2,2 раза и достигает 725 т в месяц. Технико-экономические показатели работы угольных карьеров Южного Кузбасса при использовании автомобильно-конвейерного транспорта приведены в табл. 51.

Таблица 51

Показатели	Карьеры		
	«Алардинский»	«Сибиргинский»	«Куреинский»
Годовая производительность по вскрыше, млн. м³	8,3—15	23,5—28	10,2—14
То же, по добыче, млн. т	2,4	4,5	3,0
Экскаваторы	ЭКГ-4 и ЭКГ-8	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12,5 и ЭКГ-8
Автосамосвалы	БелАЗ-549	БелАЗ-549	БелАЗ-549
Расстояние транспортирования автосамосвалами, км	0,5—1,5	1,6—2,4	2,0—2,4
Число перегрузочных пунктов	2	2	2
Производительность перегрузочного пункта, м³/ч	2650	4880	1220—2440
Общая длина конвейеров, км	1,3—1,8	3,4—3,7	2,7—3,7
Отвалообразователь	Поворотно-звеньевой	Консольный	Консольный
Себестоимость 1 м³ вскрыши, руб.	0,31	0,34	0,48
Приведенные затраты, руб/м³	0,55	0,71	0,73

Оленегорский железорудный карьер (проект института «Гипроруда») разрабатывает линзообразную залежь (мощность 30—350 м) длиной 2700 м и с углом падения 65—80°. Длина карьера около 3 км, ширина 800 м, глубина 120 м (конечная глубина достигнет 390—430 м при отметке подошвы карьера —220 м). Производительность карьера 16—17 млн. т в год. Вскрытие горизонтов до отметки +134 м будет осуществляться железнодорожным съездом, расположенным вдоль северо-восточного борта карьера, а ниже отметки +134 м — двумя железнодорожными съездами (по северному и южному борту). При увеличении глубины карьера свыше 120—150 м показатели работы железнодорожного транспорта резко ухудшаются. Производительность локомотивосоставов снижается на 5%, а себестоимость перевозок 1 т горной массы увеличивается на 1—2% на каждые 30 м глубины карьера. В связи с этим принято решение о применении на карьере автомобильно-конвейерного транспорта. Введение автомобильно-конвейерного транспорта для транспортирования руды на поверхность предполагается начать

при достижении карьером глубины порядка 150 м (рис. 60). Перегрузочный пункт намечается разместить на горизонте +56 м. В процессе дальнейшего понижения горных работ перегрузочный пункт должен дважды переноситься в новое положение. Шаг переноса принят 60 м. Последнее положение перегрузочного пункта будет на отметке минус 65—70 м. Горная масса с расположенных ниже горизонтов будет перевозиться автосамосвалами к перегрузочному пункту (на расстояние до 2—2,5 км). На перегрузочном пункте устанавливается дробилка ККД-1500/180 (или две дробилки ЩКД-2100/1500/180). От перегрузочного пункта по откосу борта карьера (лежачий бок) проходится траншея для установки конвейера, связывающего перегрузочный пункт с корпусом среднего дробления обогатительной фабрики. Во избежание нарушения железнодорожных путей, остающихся в карьере и используемых длительное время для вывозки вскрышных пород, конвейер в месте пересечения железнодорожной станции на горизонте +134 м устанавливается в наклонном стволе (угол наклона 16°). Остальная часть конвейерной линии будет уложена в сооруженной в траншее галерее коробчатого сечения из железобетонных плит (после сооружения галереи траншея засыпается). Сечение наклонного ствола принимается в свету 18,3 м². В стволе и траншеи устанавливается один став ленточного конвейера с резинотросовой лентой РТЛ-6000 шириной 1600 мм и фуникулер для доставки людей. Конвейеры при скорости движения ленты 3,15 м/с будут иметь производительность 2560 т/ч. От забоев до перегрузочных пунктов горная масса будет перевозиться автосамосвалами БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 т или БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т. В бункер конусной дробилки (емкость 100 м³) смогут одновременно разгружаться три автосамосвала. Над дробилкой возможна установка вибрационного или колосникового консольного грохота для отделения фракции менее 250—300 мм. Под дробилкой намечается установка электровибрационного питателя производительностью 1500 т/ч.

Применение автомобильно-конвейерного транспорта на карьере позволяет в 1,4—1,6 раза увеличить производительность труда и на 25—30% снизить себестоимость добычи руды (включая внутрикарьерное первичное дробление). При железнодорожном и частично автомобильном транспорте себестоимость добычи 1 т руды равна 1,2 руб., при комбинированном автомобильно-конвейерном ожидается ее снижение до 80 коп. Основным достоинством автомобильно-конвейерного транспорта является возможность стабилизировать производительность карьера с ростом его глубины. Производительность практически не снижается более чем на 3—5% на каждые 100 м понижения горных пород, в то время как производительность железнодорожного транспорта с ростом глубины разработки резко снижается (на 15—20% на каждые 100 м понижения горных работ).

Бакальские железорудные карьеры (проект института «Уралгипроруда») разрабатывают пластообразные залежи сидерита и бурого железняка мощностью 15—90 м. Гористый рельеф

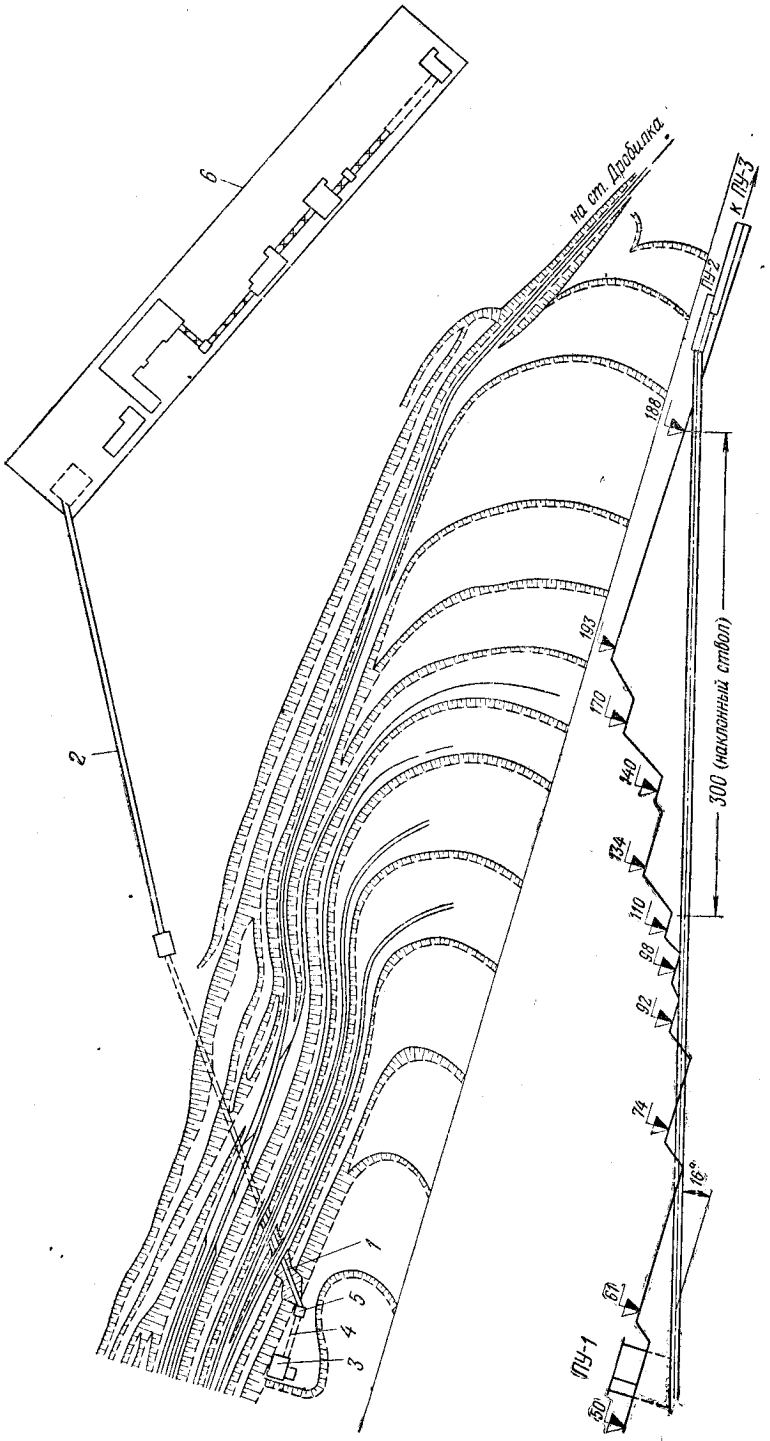


Рис. 60. Схема автомобильно-конвейерного транспорта на Оленегорском железорудном карьере:
1 — ленточный конвейер в наклонном стволе; *2* — конвейер по борту карьера; *3* — перегрузочный пункт; *4* — подземный конвейер; *5* — перегрузочный пункт; *6* — корпуса дробильно-сортировочной фабрики

местности, сложность развития железнодорожных коммуникаций ввиду большой застроенности местности, значительное расстояние транспортирования железнодорожным транспортом, высокая стоимость перевозок и др. обусловили целесообразность применения на карьерах автомобильно-конвейерного транспорта. В связи с этим была рассмотрена схема автомобильно-конвейерного транспорта с рудоспусками. По этой схеме отработка карьерного поля Ново-Бакальского карьера будет осуществляться с использованием подземных выработок шахты «Сидеритовая» для подъема руды из карьера. Погрузка руды производится экскаваторами ЭКГ-4,6. От забоев до рудоспуска, находящегося на расстоянии 0,5—1,1 км, руда перевозится автосамосвалами БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 т

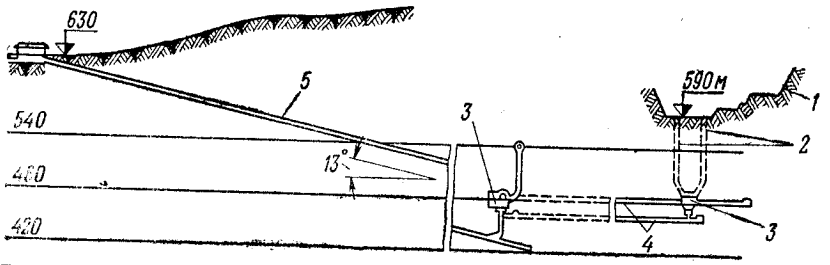


Рис. 61. Схема автомобильно-конвейерного транспорта с рудоспусками на Ново-Бакальском железорудном карьере:

1 — карьер; *2* — рудоспуск; *3* — дробильный комплекс; *4* — горизонтальный ленточный конвейер; *5* — ленточный конвейер в наклонном стволе

(рис. 61). Рудоспуски диаметром 5—6 м имеют высоту, изменяющуюся в процессе погашения от 110 до 50 м. Под рудоспуском устраивается подземная камера, в которой размещается перегрузочное грохотильно-дробильное устройство. Дробление руды производится в щековой дробилке ЩКД-1200/150. После дробления горная масса поступает на горизонтальный конвейер с лентой шириной 1200 мм. Скорость движения ленты 3 м/с. Горизонтальный конвейер имеет длину 400 м. С горизонтального конвейера руда поступает на наклонный конвейер (угол наклона 13°), установленный в стволе. Конвейер представлен одним ставом длиной 896 м и имеет резинотросовую ленту шириной 1400 мм. Скорость движения ленты 3,15 м/с. Выданная по стволу на поверхность руда транспортируется конвейером на рудоподготовительный комбинат. Применение автомобильно-конвейерного транспорта на Ново-Бакальском карьере характеризуется следующими расчетными данными:

Годовая производительность карьера по руде, тыс. т	2500
Глубина карьера, м	250 (северо-запад) и 370 (юго-восток)
Дальность транспортирования по подземным выработкам, км	2,0—2,5

Себестоимость транспортирования 1 т руды до рудоспуска, руб.	0,06
Себестоимость перепуска и перегрузки 1 т руды под рудоспуском, руб.	0,03
Себестоимость транспортирования 1 т руды конвейерным транспортом по подземным выработкам, руб.	0,10
Объем проходческих работ, м³	16 340
Длина ствола, м	950
Общие капитальные затраты, тыс. руб.	908

Алтын - Топканский полиметаллический карьер (проект института «Гипроникель») разрабатывает крутые (угол падения 80°) линзообразные залежи мощностью 3—60 м.

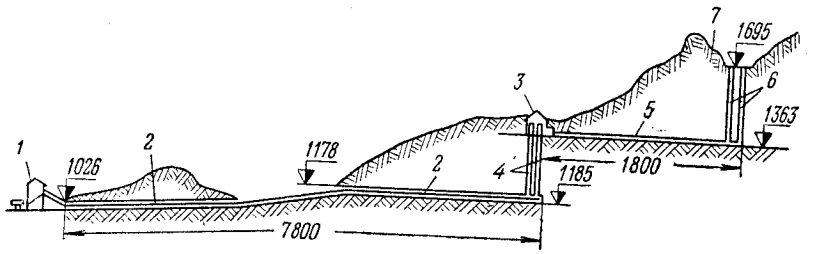


Рис. 62. Схема автомобильно-конвейерного транспорта с рудоспусками на Алтын-Топканском карьере:

1 — перегрузочные бункера; *2* — канатно-ленточный конвейер в штольне; *3* — дробильный узел; *4* — рудоспуск диаметром 4—5 м; *5* — штольня для железнодорожного транспорта; *6* — рудоспуск диаметром 3 м; *7* — карьер

Карьер расположен в горном районе с крутыми склонами и глубокими ущельями. Абсолютные отметки поверхности от 1400 до 2100 м.

На карьере с 1965 г. применяется автомобильно-конвейерный транспорт (рис. 62). Из карьера руда конвейерами транспортируется на железнодорожную станцию, находящуюся на расстоянии 12 км. На Центральном карьере (в настоящее время карьер не действует) руда экскаваторами ЭКГ-4,6 грузилась в автосамосвалы МАЗ-525 и БелАЗ-540, которые перевозили ее к рудоспускам (на расстояние 0,7—1,2 км). От рудоспусков руда перевозилась до приемного бункера (емкость 338 м³) конусной дробилки ККД-1200/150 по тоннелю длиной 984 м в железнодорожных составах (электровозы 25КР-750 и вагоны емкостью 10 м³). В дробилке руда дробилась до кусков размером 300—350 мм. Производительность дробилки при ширине разгрузочной щели 180 мм до 1000 т/ч. Из дробилки руда пластинчатым питателем сечением 800 × 1600 подавалась на ленточный конвейер, который подавал ее в рудоспуск высотой 158 м. Из рудоспуска (диаметр 4,5 м) пластинчатым питателем и разгонным конвейером руда подавалась на канатно-ленточный конвейер КЛК-3, расположенный в специальной камере. С последнего руда перегружалась на канатно-ленточный конвейер КЛК-4, который транспортировал ее до приемных бункеров железнодорожной станции (емкость

бункеров 5,7 тыс. т). Конвейеры КЛК-3 и КЛК-4 каждый производительностью 770 т/ч имеют соответственно длину 3048 и 3862 м, угол наклона 2° 42′ и 2° 12′ и ленту шириной 900 мм. Скорость движения ленты 2,1 м/с. Конвейерная лента армирована стальными рессорами размером 5 × 12 × 900 мм. Рессоры расположены через 100 мм. Привод конвейеров выполнен в виде двухручьевых шкивов с углом обхвата канатов 360°. Каждый из приводов имеет по два двигателя мощностью 200 и 250 кВт, питающихся от сети переменного тока напряжением 6000 В.

Действующий карьер расположен на расстоянии 10 км от перегрузочного пункта (пункт загрузки конвейера КЛК-4). Перевозка руды до перегрузочного пункта осуществляется автосамосвалами БелАЗ-540 и БелАЗ-548. У пункта загрузки имеется дробильный узел, оборудованный щековой дробилкой ЩКД-1500/120 производительностью 300—400 т/ч (соответственно при выпускной щели 180 и 200 мм). В дробилку руда подается пластинчатым питателем длиной 15 м. Под пластинчатым питателем имеется небольшой ленточный конвейер для улавливания мелочи, просыпающейся с пластинчатого питателя. Крупность поступающей из дробилки горной массы в основном 200—250 мм и лишь небольшой процент руды крупностью до 350 мм. Дробилка оборудована оросительным устройством, обеспечивающим пылеподавление. После дробления руда поступает на разгонный конвейер длиной 9 м (ширина ленты 1200 мм, скорость движения ленты 2,2 м/с, мощность привода 14 кВт), с которого руда передается на конвейер КЛК-4, транспортирующий ее до бункеров на железнодорожной станции. Срок службы ленты разгонного конвейера не превышает 3—4 недели, а ленты конвейера КЛК-4 — более 5 лет. Срок службы канатов не превышает 12—13 месяцев. Имеют место случаи обрыва ленты, ее неисправности, схода ленты и канатов со шкивов. Ликвидация неисправностей обычно занимает 0,5—5 ч. Кроме ручного управления конвейеры оборудованы устройствами автоматического пуска и остановки, а также аварийными устройствами на случай перегрузки, схода или неисправности конвейера. Имеется телефонная связь, а также возможность ручной остановки конвейера. Над конвейером в пункте загрузки размещен вентилятор для обдува снега с конвейера. Стоимость капитальных затрат на 1 км конвейерной линии составила 800 тыс. руб. Конвейерную линию обслуживают 120 рабочих и 6 инженерно-технических работников. Себестоимость 1 ткм при конвейерном транспорте 9,3 коп. Себестоимость дробления 1 т руды в конусной и щековой дробилке равна соответственно 15 и 10 коп.

Ново-Криворожский железорудный карьер разрабатывает залежи мощностью 110—160 м и глубиной залегания до 500 м. На карьере построен опытно-промышленный участок, оборудованный колосниковым консольным грохотом и подъемным конвейером, транспортирующим руду из карьера на поверхность. С использованием автомобильно-конвейерного транспорта намечается разрабатывать Валявкинский участок. Проектная производительность карьера 22 млн. т/год, глубина — 500 м. По проекту руда от забоев до перегрузочного пункта будет перевозиться автосамосвалами БелАЗ-548. Расположение перегрузочного пункта на нерабочем борту карьера обусловлено минимальным расстоянием перевозки руды автотранспортом (0,5—1,5 км), уменьшением потерь руды в целике под перегрузочным пунктом, расположением конвейерной линии на нерабочем борту карьера, обеспечивающий минимальный объем горных работ. На перегрузочном пункте предусматривается мостовой электрический кран грузоподъемностью 100/20 т, предназначенный для обслуживания и ремонта оборудования и установленный на металлической подкрановой эстакаде. Пункт оборудован колосниковыми грохотами и конусной дробилкой ККД-1200/150. Приемные бункера над грохотами имеют с трех сторон подъезды для загрузки автосамосвалов. Колосниковые грохоты с консольным креплением колосников установлены под углом наклона 28—30°, размер щели между колосниками 250 мм. Максимальный размер кусков руды 1100 мм. Надгрохотная горная масса крупностью более 400 мм объемом 6,2 млн. т/год будет поступать на дробление в конусную дробилку производительностью 1290 т/ч (при коэффициенте загрузки 0,95). Подгрохотная и дробленая горная масса крупностью до 400 мм вибрационными питателями (8 штук) будет подаваться на горизонтальный конвейер, а затем на подъемный с резинотросовой лентой шириной 2000 мм. Производительность подъемного конвейера 4300 т/ч при скорости движения ленты 2,5 м/с. Конвейеры располагаются в открытых траншеях, что обходится на 30% дешевле, чем при размещении их в бетонных стволах. Во избежание повреждения лент при ведении взрывных работ на карьере конвейеры будут установлены в неотапливаемых галереях легкого типа. На перегрузочных пунктах будут использоваться мостовые краны грузоподъемностью 20/5 т для ремонта оборудования, а также средства гидрообеспыливания и вентиляции. По мере углубления карьера перегрузочный пункт будет переноситься на нижерасположенный горизонт (шаг 50—60 м), а подъемный конвейер — удлиняться. На поверхности карьера руда магистральными конвейерами будет направляться к погрузочным устройствам или поступать на склад. Загрузка железнодорожных составов будет осуществляться двумя ленточными конвейерами каждый производительностью 4000 т/ч. При отсутствии подвижного состава руда будет складироваться и распределяться по складу двумя реверсивными тележками конвейеров в два штабеля общей емкостью 140 тыс. т руды. Со склада руда будет отгружаться через полубункер конвейерами или экскаватором ЭКГ-8.

В табл. 52 приведены расчетные данные, характеризующие эффективность применения автомобильно-конвейерного транспорта на карьере по сравнению с конвейерным.

Анновский железорудный карьер (проект института «Южгипроруда») разрабатывает толщу железистых роговиков, покрытых рыхлыми глинистыми породами мощностью около

Таблица 52

Показатели	Автомобильно-конвейерный транспорт	Конвейерный транспорт с самоходными дробильными агрегатами
Годовой объем перевозок, млн. т	22	22
Длина конвейерной трассы, км	0,87	8,4
Капитальные затраты на добычу 1 т руды, руб.	0,13	0,37
Годовые эксплуатационные затраты, тыс. руб.	899	2640

20 м. На карьере для транспортирования рыхлых пород в отвалы применяется автомобильный и частично железнодорожный транспорт. Скальные вскрышные породы вывозятся автотранспортом. Руда на дробильно-обогатительную фабрику перевозится автомобильно-железнодорожным транспортом. Намечается увеличение мощности Анновского карьера до 18 млн. т руды в год. Проектом рассматривалось несколько вариантов транспорта (табл. 53). Принят

Таблица 53

Затраты	Добычные работы	Вскрышные работы				
	Транспорт					
	автомобильно-железнодорожный с тепловозами	автомобильно-железнодорожный с тяговыми агрегатами	автомобильно-конвейерный	автомобильно-железнодорожный с тепловозами	автомобильно-железнодорожный с тяговыми агрегатами	автомобильно-конвейерный
Капитальные, тыс. руб.	13 480	9750	8710	27 080	43 080	38 430 / 34 620
Эксплуатационные, тыс. руб/год	9 890	5430	5400	37 780	28 510	29 700 / 28 950
Приведенные, тыс. руб.	11 770	6890	6700	41 440	34 970	35 460 / 34 140

Примечание. В числителе приведены данные при применении роторного комплекса завода им. ЛКСМУ, в знаменателе — роторного комплекса Ждановского завода.

вариант автомобильно-конвейерного транспорта. Для разработки рыхлых вскрышных пород предусмотрено применение роторного комплекса непрерывного действия производительностью 2500 м³/ч, а для вывозки скальной вскрыши — автомобильный транспорт (автосамосвалами БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т) с последующим переходом на автомобильно-конвейерный транспорт. Руда на обогатительную фабрику будет перевозиться автомобильно-конвейерным транспортом и частично автомобильно-железнодорожным

транспортом. Глубина разработки 300 м. Подготовка новых горизонтов предусмотрена временными съездами с последующим смещением их к постоянным бортам. Перегрузочный пункт будет оборудован двумя щековыми дробилками 2100 × 1500 × 180 мм и стационарными неподвижными колосниковыми грохотами с размером щели 200—250 мм и длиной просеивающей части 6000 мм, обеспечивающей достаточно высокую эффективность грохочения. Дробленая руда будет транспортироваться двумя ленточными конвейерами, установленными в наклонном стволе (ствол закреплен железобетоном) на поверхность, а по поверхности до обогатительной фабрики — одним горизонтальным конвейером. В стволе и на поверхности будут установлены конвейеры Сызранского завода с лентой шириной 1600 мм. Скорость движения ленты 3 м/с. Лента с прокладками из высокопрочной синтетической ткани (разрывное усилие одной прокладки 400 кг/см). Допустимый размер транспортируемых кусков 400 мм. Общая протяженность конвейерной линии 2900 м, длина конвейеров в стволе 1200 м. Перегрузочный пункт выполняется закрытым.

§ 3. Автомобильно-скиповой транспорт на отечественных карьерах

Сибайский меднорудный карьер (проект института «Унипромедь») разрабатывает крутые рудные залежи. Проектная глубина карьера 460 м. Для разработки глубоких горизонтов в 1973 г. на карьере с глубины 200 м введен в эксплуатацию скиповой подъемник (рис. 63). Горизонты карьера отрабатываются от центра к флангам при использовании скользящих съездов. Высота уступов 10 и 15 м. До ввода в эксплуатацию скипового подъемника, поднимающего руду и породу, на карьере применялся автомобильно-железнодорожный транспорт. В настоящее время на карьере в качестве внутрикарьерного транспорта остался лишь автомобильный транспорт (автосамосвалы БелАЗ-540 и БелАЗ-548). Погрузка горной массы осуществляется экскаваторами с ковшом емкостью 4 и 4,6 м³. Максимальный размер кусков, загружаемых в автосамосвалы, равен 1200 и 800 мм соответственно для породы и руды. Наклонный скиповой подъемник установлен на западном борту. Максимальная вертикальная высота подъема принята 372 м. Место установки подъемника выбрано с учетом возможного размещения поверхностных сооружений подъемника, наиболее устойчивых пород в борту карьера, достижения бортом границы карьера и минимального расстояния до отвалов.

Скиповой подъемник состоит из следующих сооружений: нижнего перегрузочного пункта, железнодорожных путей, здания подъемной машины с электроподстанцией, копра с наклонной эстакадой и бункерами, склада руды на поверхности. Нижний перегрузочный пункт представляет металлическую конструкцию в виде моста, на котором смонтированы два бункера-дозатора (емкость каждого 22 м³), и кабина оператора рабочего и аварийного управления нижней

перегрузочной станцией подъемной машиной. Стенки бункеров перегрузочной станции футерованы стальными плитами, днище — рельсами. Приемные и выпускные отверстия бункеров перекрываются перекидными лядами с электрогидравлическим управлением. Регистрирующее устройство состоит из трехфазного электродвигателя, шестеренчатого насоса, цилиндра с рабочим поршнем и штоком. Масло гидравлической системы подогревается нагревательным элементом. Для контроля уровня заполнения скипов установлены изотопные предельные выключатели (рис. 64). Железнодорожные пути скипового подъемника уложены в траншее (объемом траншеи около 40 тыс. м³), пройденной под углом 39°, равным углу погашения борта карьера. Железнодорожные пути уложены из рельсов Р-50 (длина 12,5 м), покоящихся на секциях, состоящих из четырех деревянных шпал и одной металлической. Основание путей — бетонное. Укладка путей производилась сверху вниз. Ширина колеи 3000 мм, расстояние между осями путей 4600 мм. По обеим сторонам путей располагаются лестницы. Вдоль путей через 20 м установлены канатоподдерживающие ролики. Подъемник двухскиповой. Скипы ящичного типа, двухосные. Емкость скипа 22 м³, грузоподъемность 40 т. Стенки и днище скипа футерованы. Прицепное устройство специальной конструкции. Канат диаметром 54 мм закрытого типа. Скип разгружается на разгрузочных кривых через поднимающуюся заднюю стенку кузова. Верхняя перегрузочная станция имеет копер высотой 35,2 м станкового типа, наклонную эстакаду и бункера для руды и породы емкостью соответственно 300 и 150 м³. Бункера представляют металлические конструкции, футерованные рельсами. Вы-

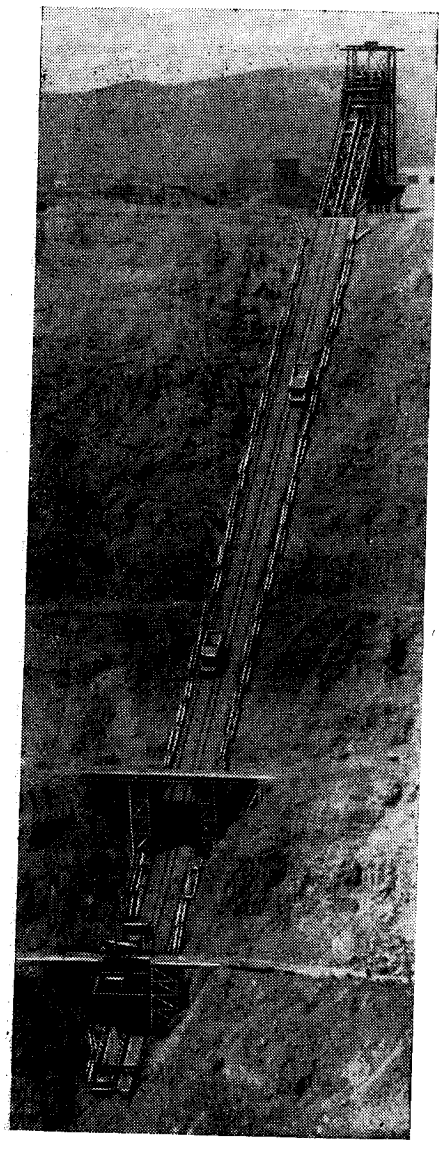


Рис. 63. Наклонный скиповый подъемник на Сибайском карьере

пуск руды из бункеров производится с помощью вибропитателей и пальцевых затворов. Подача горной массы по отделениям бункеров регулируется перекидной лядой. Подъемная машина двухбарабанная, цилиндрическая, безредукторная, с электродвигателем постоянного тока мощностью 2400 кВт. Скорость вращения барабана 24,3 об/мин. Преобразователь тока — мощные тиристорные выпрямители. Скорость движения подъемника 7 м/с. Подъемная машина имеет автоматическое и ручное управление. На пункте управления размещена телевизионная аппаратура, сигнальная установка о посадке

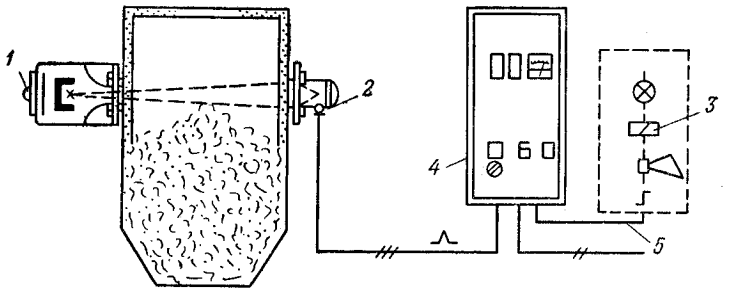


Рис. 64. Схема изотопного предельного выключателя наполнения скипа:
1 — защитный резервуар и излучатель; *2* — лучевой детектор; *3* — регулирующее устройство; *4* — гаммапилот; *5* — сеть

свипа на кулаки, аварийная сигнальная установка, пульт управления разгрузкой, сигнальной установкой, выпускными вибропитателями. Между пунктами перегрузки (разгрузки) и машинным отделением существует телефонная связь.

Автомобильно-скиповой транспорт работает следующим образом. Груженые автосамосвалы БелАЗ-548 при одностороннем движении по сигналу оператора заезжают на нижнюю перегрузочную станцию, разгружаются в свободный бункер и следуют далее по однопутной дороге в забои на погрузку. Из бункеров-дозаторов горная масса поступает в скип, поднимается на поверхность и разгружается в перегрузочные бункера, откуда выгружается в автосамосвалы. Порода транспортируется в отвал, а руда — на близ расположенный рудный склад. По мере углубления карьера нижняя перегрузочная станция будет переноситься. Установлено, что целесообразный и экономически выгодный шаг переноса равен 45 м. Стоимость комплекта автомобильно-скипового транспорта составляет 4,6 млн. руб.

Применение автомобильно-скипового транспорта на карьере позволило ликвидировать внутрикарьерный железнодорожный транспорт, использование которого с глубиной становилось все более затруднительным, сократить более чем вдвое количество работающих на карьере автомобилей, уменьшить расстояние перевозки породы в отвал, высвободить более 200 рабочих и значительно улучшить

атмосферу карьера. В результате применения автомобильно-скипового транспорта комбинатом сэкономлено около 850 тыс. руб. в год.

Гайский медноруднный карьер (проект института «Унипромедь») разрабатывает две крутые пластообразные залежи, покрытые рыхлыми породами мощностью до 60—65 м. Для разработки глубоких горизонтов составлен проект применения автомобильно-скипового транспорта. В соответствии с проектом скиповой подъем должен быть введен с глубины 120—130 м. На карьере намечается иметь два скиповых подъемника — западный (с горизонта 170 м) и восточный (с горизонта 140 м). Скиповые подъемники будут установлены под углом 24 и 43° соответственно в рыхлых и скальных породах. Наклонная длина подъема принята 613 м (горизонт 320 м). Нижний перегрузочный пункт устанавливается на горизонтах 125; 170; 260 и 320 м. От забоев до перегрузочного пункта горная масса перевозится автосамосвалами БелАЗ-548 с трех-четырех горизонтов. Расстояние перевозки 0,7 км. Перегрузочный пункт представляет металлическую конструкцию с загрузочным бункером, с поворачивающимся дозатором. Сверху бункер перекрыт лядами, автоматически открывающимися и закрывающимися с помощью электрогидравлического привода. Подъем двухконцевой, колея 3930 мм. Грузоподъемность скипа 40 т, жесткая база 6420 мм, коэффициент заполнения породой 0,85, рудой — 0,59; масса порожнего скипа 34,5 т, габариты 8309 × 4910 × 3000 мм, скорость движения скипа 7 м/с (ускорение и замедление 0,75 м/с²). На скиповой установке должна использоваться подъемная машина двухбарабанная типа ШПМ (2 × 6 × 2,5). Диаметр барабана 6 м, ширина — 2,7 м. Диаметр каната 60 мм, масса 1 м каната 20,4 кг. Мощность электродвигателей подъемной машины 3400 кВт. Число подъемов в час

Таблица 54

Затраты	Транспорт			
	автомобильный	автомобильно-скиповой (при двух скиповых подъемниках)	автомобильно-скиповой (при одном подъемнике на западном борту)	автомобильно-скиповой (при одном подъемнике на восточном борту)
Эксплуатационные (на транспортирование горной массы и дополнительную вскрышу), тыс. руб.:				
прямые	55 484	58 157	54 539	58 051
приведенные	58 692	64 105	58 454	64 270
Капитальные, тыс. руб.:				
прямые	5 285	8 503	6 739	7 192
приведенные	8 553	13 192	10 480	11 120
Суммарные приведенные, тыс. руб.	67 045	77 297	67 934	75 390

40—27. Время одного цикла 90—130 с (пауза 30 с). На поверхности горная масса разгружается в породные и рудные бункера.

В табл. 54 приведены расчетные данные, характеризующие применение на Гайском карьере различных видов транспорта.

Проектные проработки автомобильно-скипового транспорта были выполнены для Зыряновского полиметаллического карьера (проект института «Гипроцветмет») и Донских хромитовых карьеров (проект института «Уралгипроруда»).

§ 4. Редко встречающиеся и возможные комбинации карьерного транспорта на отечественных карьерах

Комбинация автосамосвал — рудоспуск — железнодорожный транспорт по подземным выработкам применяется на Центральном апатитовом карьере, разрабатывающем мощную пластообразную залежь с углом падения 20—30° и мощностью 100—300 м (Хибины). Проектная глубина карьера 420 м. Район месторождения представляет горное плато с крутыми склонами. Работа карьера характеризуется суровыми климатическими условиями, а также значительный период года в условиях полярной ночи.

Горизонты отрабатываются поперечными заходками с лежачего бока залежи. С увеличением горизонтальной мощности залежи по мере углубления карьера появляется возможность вести отработку месторождения одновременно поперечными и продольными заходками. От забоев до рудоспусков, находящихся на расстоянии 0,5—1,5 км, горная масса перевозится автосамосвалами БелАЗ-540. Погрузка автосамосвалов осуществляется экскаваторами ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8. В дальнейшем будут использоваться экскаваторы ЭКГ-12,5 и автосамосвалы БелАЗ-549. Рудоспуски (без крепления, два рабочих и один резервный) диаметром 6 м и глубиной 550 м. Расстояние между осями рудоспусков 80—90 м. При проходке рудоспусков в качестве временной крепи применялась металлическая сетка с анкерными болтами (скорость проходки 40—55 м в месяц). В нижней части рудоспуск представляет собой постепенно расширяющийся бункер сечением около 19—20 м с наклонными (угол наклона 45°) выпускными течками шириной 1,8 м и высотой 1,1 м, оборудованными специальными пальцевыми затворами и отжимными лотками с пневмоприводом. Со стороны каждой люковой камеры расположено по 4—5 течек. Емкость рудоспусков при заполнении их на всю высоту рудой составляет 14—16 тыс. т. Рудоспуски не заполняются на всю высоту и в них руда находится в постоянном движении, что снижает возможность образования пробок. Обычно рудоспуски заполняются на высоту 22—24 м (в исключительных случаях при благоприятной погоде и наличии сухой руды — на высоту 40—45 м). Для наблюдения за движением руды в нижней части рудоспусков и ликвидации возможных зависаний проходится контрольный восстающий, соединенный со всеми рудоспусками горизонтальными ходками. Из рудо-

спусков руда поступает в капитальную штольню, где ею загружаются думпкары грузоподъемностью 100 и 105 т (рис. 65). Составы, состоящие из электровоза ВЛ-22 и 15—16 думпкаров, перевозят руду до обогатительной фабрики. Продолжительность погрузки состава 30—40 мин. Длина капитальной штольни 7,5 км.

Аналогичным транспортом будут осуществляться перевозки горной массы и на других апатитовых карьерах.

Комбинация автомобильного и пневмотрубопроводного транспорта является одним

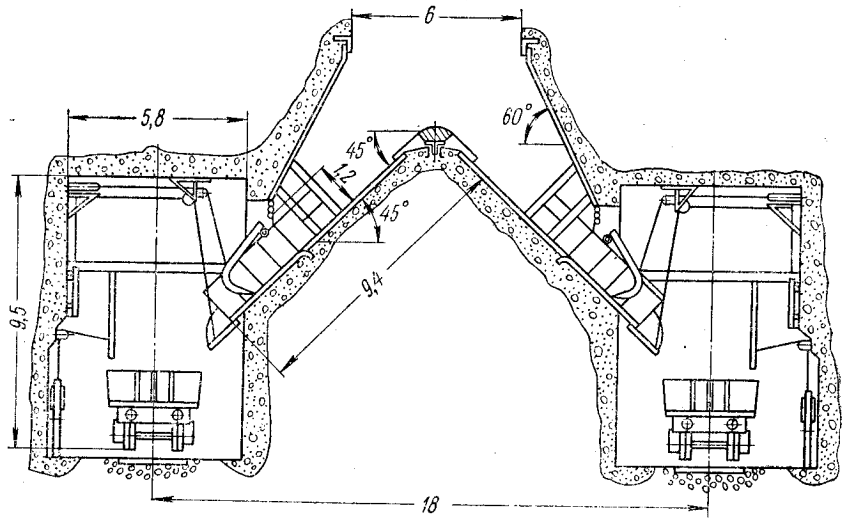


Рис. 65. Перегрузка полезного ископаемого из рудоспуска в думпкары на карьере «Центральный» комбината «Апатит»

из перспективных видов комбинированного транспорта, используемого для перемещения сыпучей и мелкокусковой горной массы. Сущность пневмотрубопроводного транспорта в контейнерах заключается в следующем. По трубопроводу под давлением воздуха, создаваемым воздуходувными агрегатами, движутся контейнеры с горной массой. На концах трубопровода располагаются пункты погрузки и разгрузки контейнеров. Контейнеры обычно формируются в поезда. С обеих сторон к поездам прицепляются пневмовозы. Пневмотрубопроводный транспорт применяется на Шулаверском карьере строительных материалов (Грузинская ССР). Карьер соединен с заводом железобетонных изделий трубопроводом (диаметр 1020 мм, длина 2,2 км), по которому транспортируется щебень и песок (фракции 0—10 мм). Производительность установки 640 тыс. т в год. От забоев на камнедробильную фабрику, расположенную в карьере, камень перевозится автосамосвалами. С камнедробильной фабрики горная масса с помощью вспомогательных конвейеров передается на пункт погрузки контейнеров-вагонеток. Пункт погрузки состоит

из наружной и внутренней труб. При повороте внутренней трубы на 90° загрузочные окна обеих труб совмещаются и становится возможной погрузка контейнеров-вагонеток, расположенных под загрузочными окнами. Подача горной массы из бункеров осуществляется одновременно в шесть вагонеток при повороте дозатора на 360°. Длительность погрузки 1 мин. После загрузки внутренняя труба поворачивается на 90° в обратном направлении, загрузочные окна закрываются и состав готов к движению (рис. 66).

Разгрузочный пункт аналогичен вышеописанному погрузочному пункту. Разгрузочные окна наружной трубы находятся снизу. На внутренней трубе имеются шесть захватов для опрокидывания контейнеров при разгрузке. Поворот внутренней трубы производится электрическим приводом. Привод захватов вагонеток гидравлический. После установки контейнеров пневмопоезда над разгрузочными окнами захваты внутренней трубы вводятся в пазы вагонеток-контейнеров, после чего вся система поворачивается на 180°, при этом окна внутренней и наружной труб совмещаются и все шесть контейнеров разгружаются одновременно. Время разгрузки менее 1 мин. Затем происходит поворот внутренней трубы на 180° в обратном направлении, окна закрываются и поезд готов к движению.

В ИГД Минчермета СССР разработан эскизный проект пневмотрубопроводной установки с контейнерами для транспортирования дробленой руды на поверхность. Установка имеет кольцевой пневмотрубопровод (рис. 67). В карьере находится грохотильно-дробильная установка и пункт погрузки контейнеров, а на поверхности в цехе среднего и мелкого дробления обогатительной фабрики — разгрузочный пункт. Подобная установка с кольцевым пневмотрубопроводом способна создать непрерывное движение контейнерных пневмопоездов. В работе может находиться несколько пневмопоездов, например два пневмосостава — под погрузкой и разгрузкой, а два (или четыре) — в пути следования. Скорость движения пневмосоставов может быть увеличена до 150—200 км/ч. При диаметре трубопровода 1500—1600 мм производительность одной установки будет достигать 15 млн. т в год. По данным расчетов, себестоимость 1 ткм при пневмотрубопроводном транспорте не будет превышать 2,5—2,8 коп., т. е. будет более чем в 2 раза дешевле по сравнению с автотранспортом.

Комбинация автотранспорта и конвейерных поездов. Впервые конструкция конвейерных поездов предложена, разработана и осуществлена в виде опытной модели институтом «Южгипроруда» в 1962 г. (рис. 68). Конвейерные поезда представляют собой ряд поездов, состоящих из тележек-вагонеток, непрерывно движущихся с заданными и регулируемыми скоростями и расстояниями. Тележки-вагонетки автоматически загружаются и разгружаются при движении. В настоящее время известны две системы конвейерных поездов: со стационарным приводом на трассе движения и с индивидуальным приводом на движущихся вагонетках. Тележки-вагонетки коробчатого сечения (сварные) шарнирно

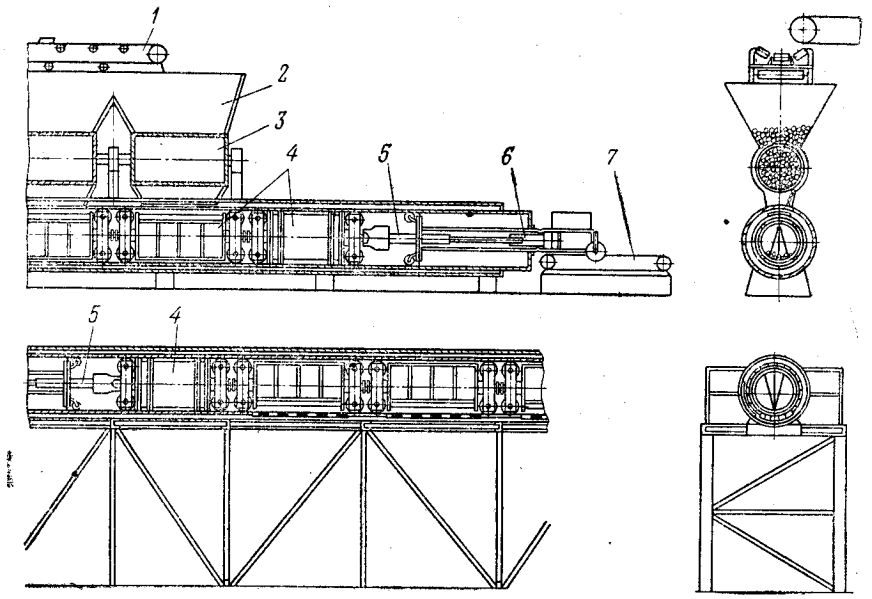


Рис. 66. Пункты погрузки и разгрузки контейнеров на Шулаверском карьере

1 — конвейер; *2* — бункер загрузочный; *3* — дозатор; *4* — пневмопоезд; *5* — захват; *6* — гидравлический механизм для остановки поезда; *7* — механизм установки пневмопоезда под погрузку

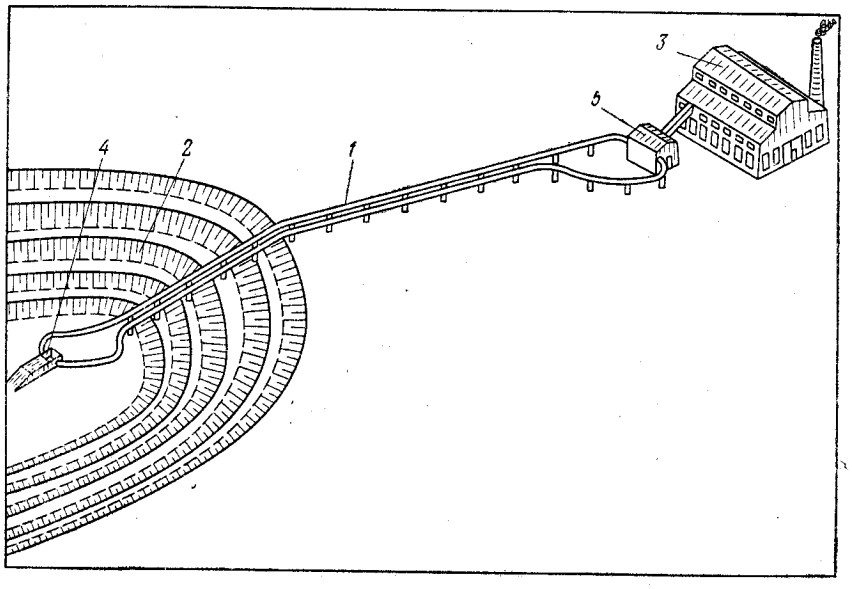


Рис. 67. Кольцевой пневмотрубопровод:

1 — пневмотрубопровод; *2* — карьер; *3* — обогатительная фабрика; *4* — погрузочный пункт; *5* — пункт разгрузки в цехе среднего и мелкого дробления

соединены между собой и имеют ходовые ролики. Шарнирное соединение позволяет поезду изгибаться в вертикальной и горизонтальной плоскостях с небольшими радиусами (соответственно 1,5 и 15 м). Поезда движутся с помощью приводов, устанавливаемых стационарно на расстоянии, которое несколько меньше длины самого поезда, т. е. каждый поезд все время соединен с приводом. Приводы

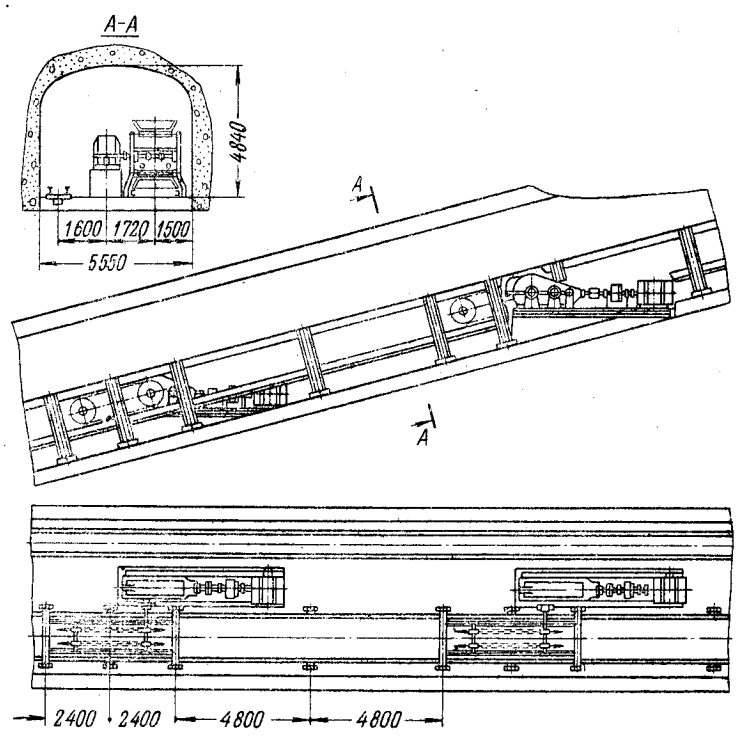


Рис. 68. Схема установки конвейерных поездов конструкции института «Южгипроруда»

оснащают роликовыми тяговыми цепями, на которых крепятся кулачки для захвата и передвижения поездов. Поезда движутся по направляющим швеллерного типа, укладываемых на опоры. Груженые поезда движутся по верхним направляющим, порожние поезда движутся в обратном направлении по нижним направляющим. В местах разветвления трассы устанавливают переводные стрелки специальных конструкций. Конвейерные поезда загружают из бункера емкостью, в 4—5 раз превышающей емкость автосамосвала. Из бункера руда работающими под завалом пластинчатым или вибрационным питателем передается в тележки поезда. Загрузка осуществляется непрерывно. Разгрузка поездов осуществляется на концевых узлах, устраиваемых в корпусе крупного дробления обогатительной

фабрики (с концевых поворотных барабанов диаметров 3 м). Работа системы конвейерных поездов полностью автоматизируется. На основе исследований были выполнены проектные проработки комбинированного транспорта с использованием конвейерных поездов для Анновского и Южного криворожских железорудных карьеров. Для Анновского карьера принят следующий вариант. Производственная мощность карьера 12 млн. т в год (2150 т/ч). Расстояние перевозки 1800—2100 м. Угол наклона направляющих до 17°. Скорость движения поездов 1,7 м/с. Интервал между поездами 350 м. Число рабочих поездов 10. Конвейерный поезд характеризуется следующими данными:

Грузоподъемность поезда, т	130
Собственная масса, т	62
Установленная мощность, кВт	10 610
Металлоемкость, т	2467
Суммарные капитальные затраты, тыс. руб.	1950

Расчетная себестоимость 1 ткм при применении конвейерных поездов 3,3—6,9 коп. По сравнению с автотранспортом при конвейерных поездах производительность труда возрастает на 35—40%, себестоимость транспортирования 1 т руды снижается на 30—32%. Срок окупаемости капитальных затрат менее трех лет.

В табл. 55 приведены расчетные данные, характеризующие применение различных видов транспорта на Анновском карьере.

Таблица 55

Транспорт	Себестоимость транспортирования 1 т руды на расстояние 2 км, коп.	Металлоемкость комплекта, т	Количество обслуживающего персонала	Капитальные затраты на транспорт, тыс. руб.
Автомобильный	19,3	1872	198	2255
Автомобильно-железнодорожный	23,8	6037	315	4798
Комбинация автомобильно-конвейерного поезда	13,2	4559	146	4606

Предложено несколько вариантов конструкций конвейерных поездов. ИГД Минчермета СССР разработана конструкция конвейерного поезда с тележками, имеющими несущую емкость в виде обычной конвейерной ленты. ИГТМ АН УССР создается опытный образец конвейерных поездов с индивидуальным приводом на Днепровском горно-обогатительном комбинате.

Комбинация автомобильного транспорта и конвейерных поездов способна создать непрерывный поток горной массы без предварительного дробления ее.

Комбинация автомобильного и вертолетного транспорта находит применение при перевозках полезного ископаемого в транспортных сосудах, размещаемых в фюзеляже вертолетов и специальных контейнерах или брезентовых мешках на внешней подвеске. Применение автомобильно-вертолетного транспорта наиболее целесообразно и экономично при небольших запасах ценного полезного ископаемого, малом объеме вскрышных работ и незначительном сроке эксплуатации месторождения. В Советском Союзе имеется много труднодоступных месторождений (месторождения редких металлов в высокогорных условиях), где вертолеты могут успешно конкурировать с другими видами транспорта и способствовать быстрому развитию добычи. Технический прогресс в вертолетостроении позволил увеличить высоту полета до 5500—6000 м, повысить надежность управления ими, заменить визуальную ориентировку радионавигационной и обеспечить высокую маневренность вертолетов и надежность их работы в любых природных условиях. В связи с этим появилась возможность использования вертолетов на Сергелинском и Ханском карьерах (Средняя Азия) для

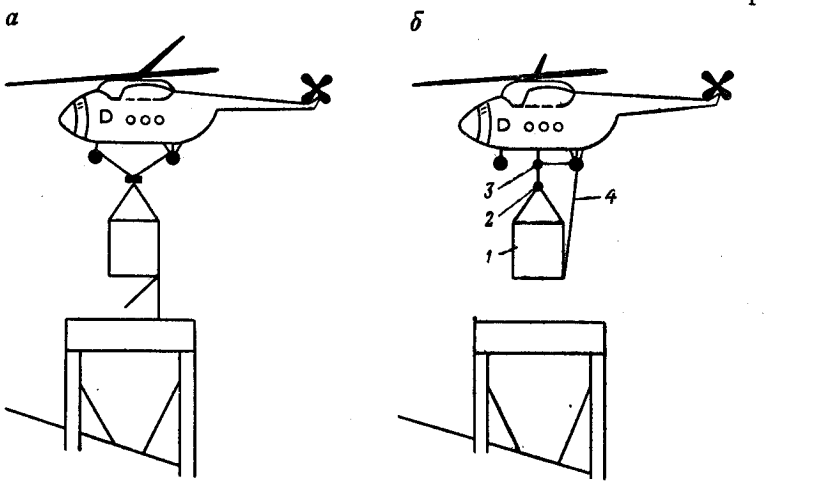


Рис. 69. Разгрузка контейнеров с вертолета: *а* — донная; *б* — путем опрокидывания;
1 — контейнер; *2* — замковые крюки; *3* — блок; *4* — трос лебедки

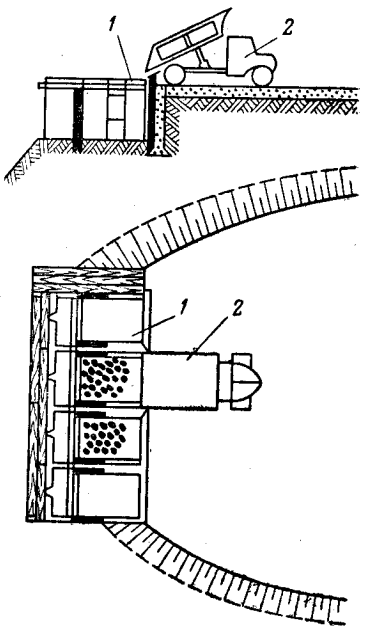


Рис. 70. Погрузка контейнеров (*1*) автосамосвалами (*2*)

перевозки полезного ископаемого в контейнерах. Контейнеры перевозятся вертолетом со скоростью 140—160 км/ч, что в среднем в 5—8 раз превышает скорость движения автосамосвалов по горным дорогам. Производительность вертолетов в этих условиях в 12—15 раз выше, чем производительность автосамосвалов грузоподъемностью 10 т. В процессе перевозок было установлено, что транспортировать полезное ископаемое вертолетами лучше всего в специальных конвейерах массой 5—15 т (в зависимости от грузоподъемности вертолета). Контейнеры представляют собой прочные металлические ящики со створчатой донной разгрузкой и жестким шарнирным прицепным устройством на гибкой подвеске, укрепляемой на вертолете. Разгрузка контейнеров автоматическая при помощи специального аншлага, расположенного над приемными бункерами (рис. 69). Погрузка контейнера на карьере требует снижения вертолета и отцепки контейнера. Для этого на расстоянии 0,5—0,7 км от забоев экскаваторов были устроены перегрузочные пункты, представляющие собой две уступно расположенные площадки, разделенные вертикальной подпорной стенкой. Поступающие в карьер контейнеры устанавливались вплотную к этой стенке, а подъезжающие по верхней площадке груженые автосамосвалы разгружались в нижестоящие контейнеры (рис. 70).

Целесообразность применения автомобильно-вертолетного транспорта определяется себестоимостью транспортирования вертолетами. Себестоимость 1 ткм перевозок вертолетами при обратном рейсе без груза в 7—10 раз выше, чем при автотранспорте. Однако, учитывая небольшие запасы ценных полезных ископаемых, малый период эксплуатации, большие затраты на строительство наземных коммуникаций в труднодоступных горных районах, применение автомобильно-вертолетного транспорта в ряде случаев не только целесообразно, но и экономично. Создание новых усовершенствованных вертолетов большей грузоподъемности позволит расширить область их рационального применения на высокогорных карьерах.

ГЛАВА VI

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ ТРАНСПОРТА В КОМБИНАЦИЯХ

§ 1. Взаимозависимость параметров горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте

Эффективность комбинированного транспорта в большой степени зависит от правильности выбора выемочно-погрузочных средств для данных условий эксплуатации и взаимного соответствия параметров совместно работающих средств. Производительность экскаваторов-погрузчиков и других выемочно-погрузочных средств в большой степени зависит от кусковатости горной массы. Установлено, что для обеспечения нормальной работы экскаватора, предусматривающей беспрепятственное заполнение и разгрузку ковша, должен приниматься кусок горной массы, меньший по размерам максимального куска, проходящего по тому или другому сечению в ковш экскаватора. Нами предложено различать допустимый, заданный и оптимальный размер куска. Допустимый размер куска соответствует конструкции и параметрам экскаватора, транспортных средств и приемных устройств. Заданный размер куска требует по условиям технологического процесса последующей переработки и обеспечивает нормальную работу машин и механизмов. Оптимальный размер куска экономически наиболее выгодный для данных условий разработки, принятой технологии и применяемых технических средств. Допустимым куском для зачерпывания его экскаватором можно считать кусок, проходящий в ковш. Однако заданный кусок по своим размерам должен быть меньшим. Для обеспечения нормальной работы экскаватора заданный кусок должен отвечать условию

$$d_{\max} \leqslant 0{,}5K \leqslant 0{,}35M \leqslant 0{,}4N, \qquad (22)$$

где K, M, N — наибольший размер ковша соответственно в вертикальном, горизонтальном и диагональном сечениях.

Расчеты показывают, что заданный максимальный размер куска для выпускаемых и эксплуатируемых на карьерах экскаваторов с ковшом емкостью 4,6—12,5 м³ составляет 600—900 мм. Максимальная допустимая кусковатость по возможностям черпания экскаватором и максимальная по условию обеспечения нормальной его работы представлена в табл. 56. Допустимый кусок взорванной горной массы для транспортных средств зависит от их способности выдерживать динамическую нагрузку от падения этого куска в кузов

Таблица 56

Емкость ковша экскаваторов, м³	Геометрические размеры ковша, м³					Размер ковша по диагонали, мм	Допустимая нагрузка, кН	Допустимый максимальный размер куска, мм			Заданный максимальный размер куска, мм
	A	*B*	*C*	*D*	*E*			в вертикальном сечении	в горизонтальном сечении	в диагональном сечении *	
4,6	1500	1600	1380	1850	2100	2400	83	1450	2050	1900	600
5,0	1755	1915	1380	1850	2100	2600	100	1700	2050	2150	700
6,3	1700	1850	1525	2130	2160	2750	113	1650	2100	2200	750
8,0	1645	1745	1690	2400	2200	2800	144	1600	2150	2200	800
12,5	1890	2000	2400	2400	2550	3150	225	1850	2500	2700	900

* При толщине до 500 мм.

того или другого средства, а для транспортных средств, не имеющих кузова, — от способности выдерживать ряд переменных нагрузок в процессе движения. При железнодорожном транспорте производится проверка прочности вагонов и думпкаров на ударные нагрузки от падающих кусков горной массы при погрузке ее экскаватором или перегрузке из автосамосвалов.

Ударная нагрузка, которую выдерживает думпкар, может быть определена по формуле

$$P_{\text{дин}} = (1{,}5 \div 2{,}0)\, G \sqrt{\frac{2G5h}{C\,(2G + G_{\text{в. р}})\,(2G + G_{\text{в. р}} + 2G_{\text{х. б}})}}, \text{ кг}, \qquad (23)$$

где G — масса куска горной массы, кг; h — высота падения куска горной массы; C — гибкость балки думпкара, кг/м; $G_{\text{в. р}}$ — масса верхней рамы думпкара, кг; $G_{\text{х. б}}$ — масса хребтовой балки, кг.

Примерно вес крупногабаритного куска может быть определен по эмпирической формуле

$$G = (200 \div 250)\, q_{\text{к}} \gamma, \text{ кг}, \qquad (24)$$

где $q_{\text{к}}$ — емкость ковша экскаватора, м³; γ — объемная масса породы, т/м³.

Думпкары грузоподъемностью 50—60 т выдерживают падение крупногабаритных кусков массой 1,5—1,7 т с высоты 1,5—2 м при наличии слоя подсыпки из мелких фракций толщиной 400—500 мм, думпкары грузоподъемностью 80—85 т — падение кусков массой около 2 т с высоты 1,8—2 м при наличии слоя подсыпки толщиной 400—500 мм, думпкары грузоподъемностью 95—105 т — падение кусков массой 3 т с высоты около 2 м при наличии слоя подсыпки 400—500 мм. Создаваемые думпкары повышенной прочности грузоподъемностью 135, 165 и 220—240 т рассчитаны на падение крупногабаритных кусков массой соответственно 5, 8 и 10 т с высоты 3 м. Исходя из этого, допустимый кусок взорванной горной массы для

думпкаров должен иметь размер 1,1—1,3 м. Такая кусковатость близка к требованиям заданной кусковатости для экскаваторов с ковшом емкостью 4,6—12,5 м³, но она не удовлетворяет требованиям по максимально допустимому куску, который может оказаться погруженным экскаватором. В таких случаях должны быть ограничения при подготовке и погрузке горной массы по крупности кусков и высоте разгрузки крупных кусков в вагон.

Перегрузка из автосамосвалов в думпкары должна производиться возможно более плавно и не превышать допустимой высоты. Так, при автосамосвалах БелАЗ-540 высота падения кусков горной массы в думпкар не должна превышать 2,1—2,3 м, из которых 1,3—1,5 м приходится на расстояние от заднего среза кузова автосамосвала до уровня борта думпкара, а 0,8 м — на высоту борта. Исходя из этого, для перегрузки скальной горной массы в выпускаемые и намеченные к выпуску думпкары из автосамосвалов следует применять автосамосвалы грузоподъемностью не более 40 т.

Важным обстоятельством является также необходимость равномерного размещения горной массы по длине думпкара. Поэтому длина думпкара должна быть кратна размеру, потребному для разгрузки автосамосвала. Так, длину 100-тонного думпкара наиболее рационально сделать в 4 раза большей размера, потребного для разгрузки автосамосвала БелАЗ-540. Длина кузова думпкара равна 14,3 м, а для разгрузки каждого автосамосвала требуется 3,5 м, что удовлетворяет этому требованию.

Автосамосвалы имеют несколько большие возможности для погрузки в них крупногабаритных кусков. Это объясняется наличием у автосамосвалов колес с резиновыми шинами, пневмогидравлической подвески, амортизирующих устройств под облицовкой кузова, смягчающих удары, а также прочного и тяжелого кузова. В некоторых случаях экскаватором грузятся в автосамосвалы крупногабаритные куски, размеры которых намного превышают параметры ковша. В среднем ударная нагрузка на автосамосвалы грузоподъемностью 25—40 т при погрузке их экскаваторами с ковшом емкостью 3—6 м³ составляет от 40 до 100 кН. Однако рекомендуется, чтобы существующие и проектируемые автосамосвалы грузоподъемностью 65 т загружались крупногабаритными кусками массой не более 5 т, причем высота их падения при погрузке не должна превышать 2 м, грузоподъемностью 75 т — не более 7 т, грузоподъемностью 110—120 т — не более 10 т и грузоподъемностью 180 т — не более 15 т. Это соответствует допустимому размеру куска взорванной горной массы, равному 1,6—1,7 м. Известны примеры перевозки автосамосвалами БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т крупногабаритных кусков руды размером до 1,5 м. В зарубежной практике имеются примеры погрузки крупногабаритных кусков скальных пород массой до 5—6 т с высоты 2,5—2,7 м в автосамосвалы грузоподъемностью 45 т с алюминиевыми кузовами.

Рассматривая взаимозависимость параметров экскаваторов и транспортных средств, необходимо заметить, что транспортные

схемы карьеров при комбинированных видах транспорта формируются сочетанием различных по принципу действия средств. При автомобильном и железнодорожном транспорте технологический процесс протекает во времени дискретно, при конвейерном — непрерывно. В реальных условиях технологический процесс на карьере подвержен воздействию большого количества факторов, большинство из которых имеют случайный характер. Подобные процессы относятся к классу сложных индетерминированных, в которых часто не удается проследить причинно-следственные связи вследствие большого числа возможных состояний, изменчивости условий, проявления возмущений, трудно выражаемых количественно, высокой неупорядоченности процесса и др. Вместе с тем стохастическая природа технологических процессов на карьере придает общность транспортным схемам независимо от принципа их действия и является основой для создания синтезированных систем карьерного транспорта.

Неравномерность и случайность проявляются также во всех звеньях выемочно-погрузочных и транспортных средств, работающих совместно. Неравномерность процессов экскавации и транспортирования, имеющая случайный характер, обусловливает простои экскаваторов и автосамосвалов. Установленная по фактическим показателям, а также с помощью математических моделей теории массового обслуживания зависимость сменной (часовой) производительности экскаватора от числа автосамосвалов объясняется случайно возникающими колебаниями — продолжительности погрузки и времени рейса.

Правомерность применения математического аппарата теории массового обслуживания при исследовании режима работы работающих совместно экскаваторов и автосамосвалов подтверждается достаточно близким совпадением фактических показателей и результатов расчета с помощью формул теории массового обслуживания *.

Коэффициент использования автосамосвалов $K_{и.\,а}$ и экскаватора $K_{и.\,э}$ в течение смены при их работе по закрытому циклу (при закреплении автосамосвалов за экскаватором в течении смены) равен:

$$K_{и.\,а} = \frac{1 - \sum_{K=2}^{n} (K-1)\, p_к}{n}, \qquad (25)$$

$$0 \leqslant K \leqslant n,$$

$$K_{и.\,э} = \frac{Y}{1+Y}\left[n - \sum_{K=2}^{n} (K-1)\, p_к\right], \qquad (26)$$

* М. В. Васильев, Б. В. Яковенко, Л. В. Конюхов. Выбор погрузочно-транспортного оборудования на карьерах Соколовско-Сарбайского ГОКа. — «Горный журнал», 1967, № 9. М. В. Васильев, Б. В. Яковенко, Е. А. Фадеев. Надежность и экономичность эксплуатации автосамосвалов на карьерах. Сб. «Организация и управление карьерным транспортом». «Труды ИГД Минчермета СССР, Свердловск, 1967, № 18.

$$Y = \frac{\lambda}{\beta}, \qquad (27)$$

$$0 \leqslant K \leqslant n,$$

где λ, β — соответственно интенсивность автомобильного потока и интенсивность его обслуживания экскаватором; n — число автосамосвалов, приходящихся на один экскаватор; $p_к$ — вероятность того, что в любой момент времени у экскаватора будет находиться K автосамосвалов.

При работе экскаваторов и автосамосвалов по открытому циклу показатели использования погрузочно-транспортных средств * могут быть представлены следующим образом:

$$K_{и.\,а} = n - \sum_{K=m+1}^{n} (K-m)\, p_к, \qquad (28)$$

$$K_{и.\,э} = \frac{Y}{1+Y}\,\frac{\left[n - \sum_{K=m+1}^{n} (K-m)\, p_к\right]}{m}, \qquad (29)$$

где m — число экскаваторов на карьере.

Сменная производительность $Q_а$ автосамосвала определяется по формуле

$$Q_а = \left(\frac{T_{см} - t_{п.\,з}}{t_р}\right) K_{и.\,а} q_а K_q, \text{ т.} \qquad (30)$$

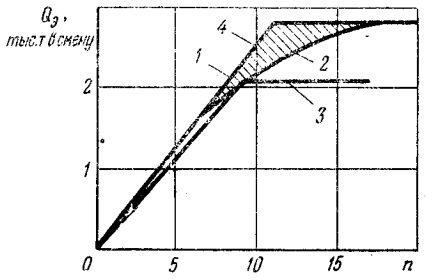


Рис. 71. График зависимости производительности экскаватора $Q_э$ от количества обслуживающих его автосамосвалов n:

1, 2, 3, 4 — соответственно теоретическая, фактическая, нормативная и предельная техническая кривая (заштрихованная часть показывает снижение производительности экскаватора вследствие неравномерности процесса)

Сменная производительность $Q_э$ экскаватора

$$Q_э = \left(\frac{T_{см} - t_{п.\,з}}{t_р}\right) K_{и.\,э} n q_а K_q, \text{ т,} \qquad (31)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $t_{п.\,з}$ — время подготовительно-заключительных операций, ч; $q_а$ — грузоподъемность автосамосвала, т; K_q — коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала; $t_р$ — время рейса (цикла) автосамосвала, ч.

Увеличение числа автосамосвалов, обслуживающих экскаватор, повышает производительность экскаватора (рис. 71), но вызывает уменьшение степени использования автосамосвалов. Уменьшение же числа автосамосвалов увеличивает степень их использования в течение смены, но снижает производительность экскаватора. Из-за неритмичности работы автотранспорта экскаватор простаивает или простаивают автосамосвалы в ожидании погрузки.

Расчеты с учетом случайного характера процесса работы экскаваторов с ковшом емкостью от 3 до 8 м³ совместно с автосамосвалами грузоподъемностью от 12 до 75 т при расстоянии транспортирования от 1 до 8 км по автодорогам с покрытием из щебня показали, что

* П. И. Томаков. О формировании экскаваторно-автотранспортных комплексов карьеров. — «Горный журнал», 1970, № 12.

отклонение на 1—2 автосамосвала от их рационального количества мало сказывается на изменении суммарных простоев оборудования. Число n автосамосвалов, работающих по закрытому циклу и обслуживающих экскаватор в зависимости от емкости ковша экскаватора, емкости кузова автосамосвала и расстояния транспортирования может быть определено из выражения

$$n = 10{,}56 - 1{,}13\frac{q_к}{E_а} + 1{,}08L, \qquad (32)$$

где $q_к$ — емкость ковша экскаватора, м³; $E_а$ — емкость кузова автосамосвала, м³; L — расстояние транспортирования автосамосвалами, м.

Наиболее правильным будет установление числа совместно работающих экскаваторов и автосамосвалов в оптимальном режиме работы. Оптимизация режимов работы экскаваторов и автосамосвалов осуществляется по минимуму приведенных затрат $З$. Данный принцип может служить и для определения рационального соотношения между емкостью ковша экскаватора и емкостью кузова автосамосвала.

$$З = \frac{\frac{T_к}{T_{см}}\left\{C_{м.\,а}\left[n - \sum_{K=2}^{n}(K-1)\,p_к\right]m + \frac{Y}{1+Y}\left[n - \sum_{K=2}^{n}(K-1)\,p_к\right]\times\right.}{\left.\times C_{м.\,э}m + E_н(C_а n + C_э)\,m\right\}} \rightarrow$$

$$\rightarrow \frac{T_{см} - t_{п.\,з}}{t_р}\left[n - \sum_{K=2}^{n}(K-1)\,p_к\right]q_а K_q \frac{T_{к.\,р}}{T_{см}}$$

$$\rightarrow \min, \qquad (33)$$

где $C_{м.\,а}$ и $C_{м.\,э}$ — стоимость машиносмены соответственно автосамосвала и экскаватора, руб.; $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности; $C_а$ и $C_э$ — стоимость приобретения соответственно автосамосвала и экскаватора, руб.; $T_{к.\,р}$ — календарный фонд рабочего времени, ч; $t_р$ — время рейса (цикла) автосамосвала, ч.

Величина $p_к$ определяется по ранее приведенной формуле.

При небольшом расстоянии транспортирования экономически целесообразно обеспечить более полное использование экскаваторов. При увеличении расстояния транспортирования резко возрастает транспортная составляющая в общей сумме приведенных затрат. Затраты на погрузочно-транспортные операции практически постоянны и экономически выгодно более полно использовать транспортные средства. С увеличением расстояния транспортирования оптимальное число резервных автосамосвалов, приходящихся на один экскаватор, уменьшается и степень использования экскаватора снижается, а степень использования автосамосвалов повышается, но до определенного предела.

На рис. 72 показана зависимость числа автосамосвалов n, приходящихся на один экскаватор ЭКГ-4,6, и коэффициента резерва $K_р$ от расстояния транспортирования L. Под коэффициентом резерва понимается отношение оптимального количества автосамосвалов к нормативному.

В табл. 57 и 58 приведены показатели степени использования экскаваторов и автосамосвалов при их работе по закрытому циклу. Работа по закрытому циклу является наиболее распространенной

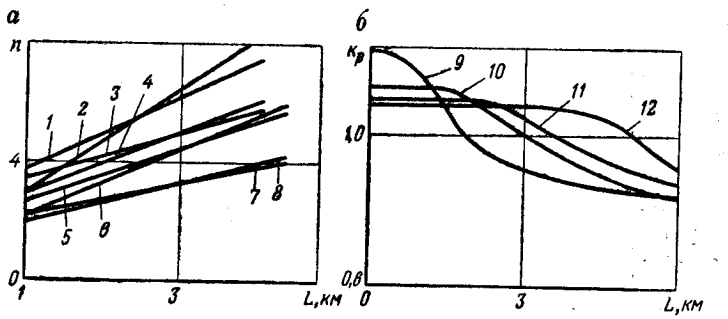


Рис. 72. График зависимости числа обслуживающих экскаваторов ЭКГ-4,6 автосамосвалов n (*а*) и коэффициента резерва $k_р$ (*б*) от расстояния транспортирования L:

1, 2 — соответственно оптимальное и нормативное количество автосамосвалов грузоподъемностью 10 т; *3, 4* — то же, грузоподъемностью 27 т; *5, 6* — то же, грузоподъемностью 40 т; *7, 8* — то же, грузоподъемностью 75 т; *9, 10, 11, 12* — для автосамосвалов грузоподъемностью соответственно 12, 27, 40 и 75 т

Таблица 57

Экскаватор	Автосамосвал	Степень использования экскаваторов в течение смены при расстоянии транспортирования (км)					
		1	2	3	4	5	6
ЭКГ-4,6 (ЭКГ-5)	БелАЗ-540	0,7	0,68	0,65	0,64	0,63	0,62
То же	БелАЗ-548	0,68	0,72	0,68	0,66	0,65	0,64
ЭКГ-8	БелАЗ-540	0,70	0,67	0,65	0,64	0,63	0,63
То же	БелАЗ-548	0,73	0,70	0,68	0,67	0,66	0,65
То же	БелАЗ-549	0,72	0,75	0,74	0,72	0,69	0,67

Таблица 58

Автосамосвал	Экскаватор	Степень использования автосамосвалов в течение смены при расстоянии транспортирования (км)					
		1	2	3	4	5	6
БелАЗ-540	ЭКГ-4,6	0,87	0,90	0,92	0,92	0,92	0,92
То же	ЭКГ-8	0,88	0,92	0,92	0,92	0,92	0,92
БелАЗ-548	ЭКГ-4,6	0,85	0,88	0,91	0,92	0,92	0,93
То же	ЭКГ-8	0,87	0,90	0,92	0,92	0,92	0,92
БелАЗ-549	ЭКГ-8	0,83	0,86	0,89	0,91	0,92	0,92

Для обеспечения нормальной работы автосамосвалов и экскаваторов при комбинированном транспорте важное значение имеет выбор правильного соотношения между емкостью ковша экскаватора и емкостью кузова автосамосвала. При неправильном выборе этого соотношения не только снижается производительность экскаватора, но и производительность автосамосвалов, крайне затрудняется возможность их надежной эксплуатации и сохранения в исправном состоянии.

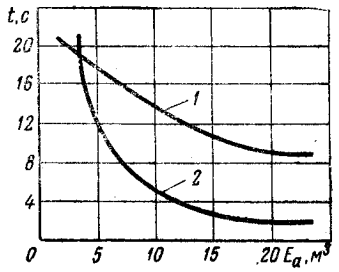


Рис. 73. График зависимости продолжительности t установки и разгрузки ковша экскаватора ЭКГ-4,6 от емкости E_a кузова автосамосвала:
1 — за время погрузки автосамосвала; *2* — за один цикл

Снижение производительности экскаваторов при несоответствии между емкостью ковша экскаватора и емкостью кузова автосамосвала происходит вследствие удлинения цикла экскавации в связи с необходимостью прицеливания и наведения груженого ковша над центром кузова (рис. 73), а также увеличения времени вспомогательных операций и маневров. Продолжительность погрузки экскаватором ЭКГ-4,6 автосамосвалов с различной емкостью кузова характеризуется следующими данными:

	Продолжительность погрузки, %
Автосамосвал грузоподъемностью 40 т (емкость кузова 22 м³)	100
Автосамосвал грузоподъемностью 27 т (емкость кузова 15 м³)	102—103
Автосамосвал грузоподъемностью 10 т (емкость кузова 8 м³)	108—115

Производительность экскаватора не зависит от емкости кузова автосамосвала, если последняя в 4—5 раз больше емкости ковша экскаватора.

В случае несоответствия автосамосвалов принятым для их погрузки экскаваторам значительная часть горной массы просыпается при погрузке мимо кузова автосамосвала, а погруженная горная масса неравномерно размещается в кузове, что вызывает его перекосы, отражающиеся на конструкции автосамосвала и скорости его движения с грузом. При этом в процессе погрузки имеют место также поломки ходовой части автосамосвалов (особенно при крупнокусковых рудах) и частые повреждения кузова вследствие задевания его ковшом. Поэтому при выборе автосамосвалов применительно к работающим на карьере экскаваторам необходимо, чтобы отношение емкости кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора равнялось не менее 3—5 (для механических лопат) и не менее 5—7 (для драглайнов). С увеличением грузоподъемности автотранспортных средств возможно некоторое снижение этого отношения с целью

сокращения времени простоя дорогостоящих транспортных средств при погрузке или в ее ожидании (при условии, что это не вызывает опасения за несущие элементы конструкции транспортного средства). Для экскаваторов с ковшом меньшей емкости это отношение должно быть бóльшим, чем для экскаваторов с ковшом бóльшей емкости, что объясняется значительными размерами в плане ковша по отношению к размерам кузова. Однако увеличение этого отношения при разработке скальных и полускальных пород должно происходить не за счет уменьшения емкости ковша экскаватора. Из этих соображений при разработке полускальных и скальных пород использование автотранспортных средств с кузовом емкостью менее 15 м³ и грузоподъемностью менее 25 т нецелесообразно. В последние годы при разработке и транспортировании крупнокусковых пород и тяжелых руд преимущественно применяют автосамосвалы грузоподъемностью 40 т и более. На практике для автотранспортных средств с задней разгрузкой это отношение равно не менее 3, а для автотранспортных средств с боковой и донной разгрузкой — не менее 5—7. В последнем случае размеры кусков перевозимой горной массы не должны превышать размеров разгрузочного люка.

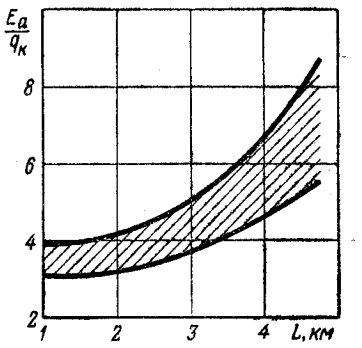


Рис. 74. График зависимости области оптимальных значений отношения емкость кузова автосамосвала E_a к емкости ковша экскаватора $q_к$ от расстояния транспортирования $L_к$

Оптимальное отношение емкости кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора изменяется и в зависимости от расстояния транспортирования. С увеличением расстояния транспортирования возрастает транспортная составляющая в сумме приведенных затрат, что вызывает снижение оптимального уровня производительности, устанавливаемого по минимуму приведенных затрат. Экономически целесообразно повышение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса при большом расстоянии транспортирования может быть достигнуто в случае использования автосамосвалов бóльшей грузоподъемности. Таким образом, по мере увеличения расстояния транспортирования оптимальное отношение емкости кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора увеличивается (рис. 74). Увеличение отношения емкости кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора имеет место также при увеличении продолжительности цикла. Диапазон изменения этого отношения достаточно большой. Так, для условий Кузбасса при закрытом цикле работ это отношение изменяется от 4—6 (при расстоянии транспортирования 1—1,5 км) до 7—8 и 9—12 при расстоянии транспортирования 5 и 7—8 км соответственно. При открытом цикле работ это отношение изменяется незначительно и попадает в указанный

диапазон. На зарубежных карьерах оно изменяется в широких пределах (от 1,9 до 9). Максимальные значения его относятся к перевозке угля в прицепах и полуприцепах, а также к работе внешнего транспорта на поверхности. Это объясняется тем, что значительные расстояния перевозок и стремление достигнуть наибольшей производительности и наименьшую себестоимость транспортирования вынуждают применять большую емкость (грузоподъемность) транспортных средств. Для большинства карьеров среднее значение этого отношения составляет примерно 5—6. По данным американских источников, экскаваторы с ковшом емкостью 4,4 м³ должны применяться в комплексе с автотранспортными средствами грузоподъемностью не менее 22 т при емкости кузова 11—12 м³, экскаваторы с ковшом емкостью 6,1 м³ — грузоподъемностью 34 т при емкости кузова 18—20 м³, экскаваторы с ковшом емкостью 7,64 м³ — грузоподъемностью 50 т при емкости кузова 25—27 м³ и более.

В общем случае при наиболее рациональном расстоянии транспортирования для внутрикарьерного автотранспорта, равном 1—2 км, оптимальное значение этого отношения близко к 4—5, а при расстоянии транспортирования на поверхности, равном 4—5 км, оно находится в пределах 6—9 (табл. 59).

Таблица 59

Экскаватор	Автосамосвалы при транспорте		
	внутрикарьерном	внутри- и внекарьерном	внекарьерном
	расстояние транспортирования (км)		
	1—2	3—4	5—7
ЭКГ-4,6 (ЭКГ-5)	БелАЗ-540	БелАЗ-540 БелАЗ-548	БелАЗ-548
ЭКГ-8 (ЭКГ-6)	БелАЗ-548 БелАЗ-549	БелАЗ-548 БелАЗ-549	БелАЗ-549
ЭКГ-12,5 (ЭКГ-10)	БелАЗ-549	БелАЗ-549 грузоподъемностью 110—120 т	грузоподъемностью 110—120 т
ЭКГ-20 (ЭКГ-16)	грузоподъемностью 180—200 т	грузоподъемностью 180—200 т	грузоподъемностью 250 т

Рациональное соотношение должно также соблюдаться и между емкостью кузова автосамосвалов и емкостью кузова думпкаров при автомобильно-железнодорожном транспорте. Для обеспечения производительной работы перегрузочного пункта минимальная грузоподъемность думпкаров должна быть в 4—6 раз больше грузоподъемности разгружающихся автосамосвалов. Соблюдение этого условия при комбинированном транспорте определяет нижний предел грузоподъемности думпкаров, равный 100—160 т при работе с автосамосвалами грузоподъемностью 27—40 т. Максимальная

грузоподъемность думпкаров должна увязываться с пропускной способностью перегрузочного пункта, грузооборотом карьера, силой тяги локомотива и др. Если принять, что минимальное число думпкаров в составе при локомотивах сцепным весом 1500 кН должно быть не менее 3, максимальная грузоподъемность думпкара составит 180—200 т. Выбор автосамосвалов и думпкаров должен производиться с учетом наиболее полного использования не только грузоподъемности думпкаров, но и их емкости. Перегрузка или недогрузка может допускаться в пределах не более 7—8% от грузоподъемности. Большинство отечественных думпкаров имеет наиболее экономичное использование емкости при насыпной массе 1,7—2 т/м³, что позволяет наиболее рационально использовать их для перевозок полускальных пород, но не тяжелых руд. Наиболее удачным следует считать совместное использование автосамосвалов БелАЗ-540 с думпкарами ВС-105 и ВС-130, а также автосамосвалов БелАЗ-548 с думпкарами ВС-160 и ВС-180. В табл. 60 приведены расчетные данные, характеризующие рациональную грузоподъемность думпкаров при непосредственной разгрузке в них автосамосвалов.

Таблица 60

Объемная масса транспортируемых пород, т/м³	Число разгружаемых в думпкар автосамосвалов					
	БелАЗ-540			БелАЗ-548		
	при производительности перегрузочного пункта (м³/ч)					
	1000	2000	3000	1000	2000	3000
	При 6 думпкарах в составе					
2	2/50	4/100	5/125	2/80	2/80	3/120
3	3/75	5/125	7/175	2/80	3/120	4/160
4	3/75	6/150	9/225	2/80	4/160	5/200
	При 8 думпкарах в составе					
2	2/50	3/75	4/100	2/80	2/80	2/80
3	2/50	4/100	5/150	2/80	3/120	3/120
4	3/75	5/125	7/175	2/80	3/120	4/160
	При 10 думпкарах в составе					
2	2/50	3/75	3/75	2/80	2/80	2/80
3	2/50	3/75	5/125	2/80	2/80	3/120
4	2/50	4/100	6/150	2/80	2/80	3/140

Примечание. В знаменателе дана рациональная грузоподъемность думпкара, т.

§ 2. Комплекты горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте

Эффективность комплексной механизации на карьерах, степень использования технологических средств, производительность и надежность последних в работе и др. в большой степени зависят от комплектности всех участвующих в технологическом процессе средств. Комплект — это набор технологических средств, который по количеству, виду, типу и основным параметрам их наиболее

полно удовлетворяет требованиям производственного процесса и обеспечивает наиболее высокие показатели совместного их использования. Комплект включает как основные, так и вспомогательные машины и механизмы. Комплектность технологических средств особенно важное значение приобретает при комбинированном транспорте, при котором используется ряд различных транспортных средств, а также загрузочных, перегрузочных и приемных устройств, оснащенных, в свою очередь, вспомогательными машинами и механизмами (грохоты, дробилки, питатели и др.). Определяющим в комплекте является часовая производительность ведущей машины (экскаватор, погрузчик). В зависимости от производительности последней, а также ряда специфических условий устанавливается последующая цепь транспортного оборудования и оборудования загрузочно-приемных и перегрузочных пунктов.

Как было указано выше, при погрузке экскаватором скальных пород должно соблюдаться условие, при котором размер d_0 наибольшего сечения наиболее крупных кусков должен быть меньше поперечного сечения ковша экскаватора. Величина d_0 может быть определена из выражения

$$d_0 \leqslant 0{,}8\sqrt[3]{q_к},\ м, \tag{34}$$

где $q_к$ — емкость ковша экскаватора, м³.

Отсюда

$$q_к \geqslant 1{,}95 d_0^3. \tag{35}$$

Принимаем без больших погрешностей $q_к = 2d_0^3$, а так как d_0^3 есть не что иное, как объем наиболее крупного куска, то емкость кузова автосамосвала $E_а$ при отношении $E_а : q_к = 4$ будет

$$E_а \geqslant 8 q_0^3, \tag{36}$$

т. е. емкость кузова автосамосвала должна быть в 8 раз больше объема наиболее крупных кусков, помещающихся в ковше данного экскаватора.

Отношение минимальной емкости $E_б$ приемного бункера перегрузочного пункта к емкости $E_а$ кузова автосамосвала должно быть

$$\frac{E_б}{E_а} \geqslant 3 \div 5. \tag{37}$$

Размер d_0 зависит также от загрузочного отверстия дробилки, принимающей транспортируемую автосамосвалами горную массу.

При подаче горной массы в щековую дробилку величина d_0 должна быть

$$d_0 \leqslant 0{,}85 S_щ, \tag{38}$$

где $S_щ$ — ширина загрузочного отверстия щековой дробилки, м.

При подаче горной массы в конусную дробилку величина d_0 должна быть

$$d_0 \leqslant 0{,}8 S_к, \tag{39}$$

где $S_к$ — ширина загрузочного отверстия конусной дробилки, м.

Ширина приемного загрузочного отверстия щековой $B_щ$ и конусной $B_к$ дробилок определяется по формулам:

$$B_щ = 0{,}88\sqrt[3]{q_к},\ м; \tag{40}$$

$$B_к = 0{,}94\sqrt[3]{q_к},\ м. \tag{41}$$

Максимальный размер кусков, выходящих из дробилки, равен

$$d_0' = (1{,}5 \div 1{,}8) S_щ',\ м; \tag{42}$$

$$d_0' = (1{,}3 \div 1{,}5) S_к',\ м. \tag{43}$$

Максимальный размер d кусков, допустимых для транспортирования конвейером, должен быть

$$d \leqslant d_0'. \tag{44}$$

В свою очередь,

$$d = \frac{B - 0{,}2}{K_2}, \tag{45}$$

где B — ширина ленты, м; $K_2 = 3$ при $B = 1{,}2$ м; $K_2 = 3{,}5$ при $B = 1{,}2 \div 1{,}4$ м; $K_2 \geqslant 4$ при $B \geqslant 1{,}6$ м.

Разгрузочное отверстие S' (щель) дробилки должно быть

$$S' \leqslant (0{,}25 - 0{,}3) B,\ м. \tag{46}$$

Расстояние $S_{гр}$ между колосниками колосникового грохота, устанавливаемого над дробилками, должно быть

$$S_{гр} \leqslant (0{,}55 - 0{,}7) d. \tag{47}$$

Наряду с определением основных зависимых параметров важнейшим условием создания комплекта горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте является заданная часовая производительность его. В зависимости от производительности устанавливается количество комплектов. При расстоянии транспортирования для первого звена (от забоев до перегрузочного пункта) комбинированного транспорта до 300—500 м техническая производительность экскаватора принимается близкой к заданной производительности комплекта. В тех случаях, когда расстояние транспортирования для первого звена значительно возрастает, количество автотранспортных средств увеличивается. Если затраты на приобретение и эксплуатации автотранспортных средств превышают стоимость экскаваторов, становится более целесообразным иметь некоторый (10—15%) резерв производительности экскаватора с тем, чтобы уменьшить возможные простои автотранспортных средств в ожидании погрузки. В этом случае, несмотря на возможные простои экскаватора, затраты будут близкие к оптимальным.

Заданная производительность комплекта оборудования, т/ч	Экскаватор	Емкость ковша экскаватора, м³	Автосамосвал	Грузоподъемность автосамосвала, т	Дробилка
500т	ЭКГ-3,2 ЭКГ-4,6 ЭКГ-5	3,2 4,6 5,0	БелАЗ-540 БелАЗ-540 БелАЗ-548	27—30 27—30 40—45	Щековая С-886 Конусная ККД То же
1000	ЭКГ-8 ЭКГ-8	6,0 8,0	БелАЗ-548 БелАЗ-549	40—45 75	Щековая С-887 Конусная ККД
2000	ЭКГ-8	8,0	БелАЗ-549	75	Щековая С-888 Конусная
2500	ЭКГ-8 ЭКГ-12,5	8,0 10,0	БелАЗ-549 —	75 110—120	Щековая С-888 Конусная
5000	ЭКГ-12,5 ЭКГ-20	12,5 16,0	— —	110—120 180—200	Конусная То же

Перегрузочный пункт должен обеспечить бесперебойный прием транспортируемой горной массы. При этом необходимо учитывать возможную неравномерность прибытия на пункт автомобилей, что требует предусмотрения резервных мест разгрузки автомобилей, а также резерва производительности грохотильно-дробильных и других механизмов, установленных на перегрузочном пункте. Дублирование механизмов встречается редко (встречается дублирование щековых дробилок). Транспорт до мест приема горной массы (обогатительные фабрики, отвалы) нуждается в резервировании в зависимости от длины транспортирования, количества обменных и перегрузочных пунктов и др. Наибольшая надежность должна быть обеспечена при непрерывных видах транспорта.

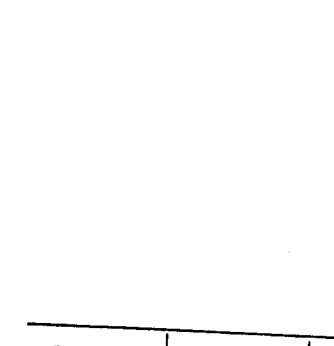


Рис. 75. График зависимости емкости ковша экскаватора $q_к$ от размера загрузочного отверстия дробилки B_0 (*1*) и наибольшего размера кусков горной массы $b_к$ (*2*)

На рис. 75 показан график зависимости емкости ковша экскаватора от наибольшего размера куска породы и размера загрузочного отверстия дробилки. В качестве примера в табл. 61 приведены комплекты оборудования при автомобильно-конвейерном транспорте, составленные из серийно выпускаемого оборудования.

Таблица 61

Размер приемного и разгрузочного отверстий дробилки, мм	Производительность дробилки, м³/ч	Конвейер	Ширина ленты конвейера, мм	Производительность конвейера, т/ч
900×1200/100—180 900/130	100—180 340	КЛЗ-500 КЛО-500 КЛШ-500	1000	500—600
1200×15000/150—250 1200/150	220—365 680	2ЛУ-120Д КЛШ-800	1200	1000—2000
1500×2100/180—200 1500/180	450×2 1150—1350	СЗТМ С 160160	1600	2000—3000
1500×2100/180—280 1500/250—300	450×3 1800—2000	СЗТМ С 200200 То же	2000	5000—6000
1500/250—300 То же	1800—2000 То же	СЗТМ С 200200 То же	2000	5000—6000

§ 3. Рациональное расстояние перевозок при комбинированном транспорте

Автомобильный транспорт, используемый на карьерах в качестве первого звена комбинированного транспорта, наиболее целесообразно использовать при расстоянии перевозок 1—1,5 км. Однако расстояние перевозок автотранспортом вынужденно увеличивается в случае:

сравнительно небольшой глубины карьера, когда перегрузочный пункт располагается на поверхности непосредственно у борта карьера;

невозможности размещения перегрузочного пункта в карьере на соответствующем горизонте из-за отсутствия места для его размещения (отставание разноса бортов карьера) или других затруднений;

доработки месторождения, когда перенос перегрузочного пункта по глубине становится нерациональным.

При увеличении производственной мощности карьера, грузоподъемности и скорости движения автотранспортных средств, а также улучшении их маневровых качеств, снижении руководящего уклона и др. оптимальное расстояние внутрикарьерных перевозок автомобильным транспортом может быть увеличено до 3 км. Такое расстояние будет характерным для карьеров производительностью более 30 млн. т в год при использовании автосамосвалов грузоподъемностью свыше 40—50 т.

На основании проектных проработок института Гипроруда установлено, что при расстоянии внутрикарьерных перевозок, равном 2—3 км, целесообразность применения автомобильного или железнодорожного транспорта определяется сроком окупаемости разницы между капитальными затратами на эти виды транспорта. Если эта разница окупается более чем за 5—6 лет, предпочтение отдается автомобильному транспорту.

При перевозках на поверхности, когда движение автотранспортных средств осуществляется по постоянным автодорогам с небольшим уклоном, оптимальное расстояние транспортирования составляет 7—8 км. При таком расстоянии наиболее рационально применять тягачи с полуприцепами грузоподъемностью свыше 80—120 т. На глубинных карьерах, где уклоны 80—100‰ достигают 70% расстояния транспортирования, рациональное расстояние транспортирования значительно сокращается. В тех случаях, где этого не удается достигнуть (например, перегрузочный пункт находится на поверхности), должны использоваться автомобили с повышенной удельной мощностью, равной 8—8,5 л. с./т.

Применение железнодорожного транспорта при комбинированном транспорте в большинстве случаев выгодно при расстоянии транспортирования 3 км. На большинстве современных карьеров производительностью свыше 30—50 млн. т в год расстояние транспортирования железнодорожным транспортом при комбинированном транспорте составляет 8—10 км и более. В перспективе возможно увеличение этого расстояния до 15—20 км. При определении оптимального расстояния следует учитывать, что увеличение глубины карьеров прежде всего отражается на работе железнодорожного транспорта. Помимо увеличения расстояния транспортирования повышается (до 50—60%) удельный вес участков путей с руководящим уклоном, снижается пропускная и провозная способность транспортных коммуникаций, затрудняется их размещение в ограниченном пространстве карьера и др.

Оптимальное расстояние транспортирования для автотранспорта приближенно можно определить из равенства затрат на экскавацию и транспортирование при автомобильно-железнодорожном $З_{а-ж}$ и железнодорожном $З_ж$ транспорте, т. е.

$$З_{а-ж} = З_ж. \tag{48}$$

Величины $З_{а-ж}$ и $З_ж$ определяются по формулам:

$$З_{а-ж} = P\frac{C_{э.\,а}}{Q_{э.\,а}} + Pl_а C_а + PC_п + PC_{а-ж},\ \text{руб.;} \tag{49}$$

$$З_ж = P\frac{C_{э.\,ж}}{Q_{э.\,ж}} + PC_ж + \Delta P_ж C_{ж.\,г-к},\ \text{руб.} \tag{50}$$

Приравняв правые части формул (49) и (50) и решив это равенство относительно $l_а$, получим

$$l_а = \frac{1}{L_г A h_y \gamma C_а}\left\{L_г A h_y \gamma\left[\frac{C_{э.\,ж}}{Q_{э.\,ж}} - \frac{C_{э.\,а}}{Q_{э.\,а}} - C_п + (C_ж - C_{а-ж})\right] + \right.$$
$$\left. + \Delta P_ж C_{ж.\,г-к}\right\},\ \text{м.} \tag{51}$$

Заменив в формуле (51) величины $C_ж$ и $C_{а-ж}$ их значениями, найдем

$$l_а = \frac{1}{L_г A h_y \gamma C_а}\left\{L_г A h_y \gamma\left[\frac{C_{э.\,ж}}{Q_{э.\,ж}} - \frac{C_{э.\,а}}{Q_{э.\,а}} - C_п + \frac{C_{м.\,з} - C_{м.\,п}}{T_{см} Q} \times\right.\right.$$
$$\times\left(\frac{2HK_{тр}}{V_б i_р} + \frac{2L_п}{V_п} + t_р + \tau + \frac{2\cdot 0{,}001 L_г}{V_г} + t_{п.\,з} - t_{п.\,п}\right)\Big] +$$
$$\left. + 0{,}001 L_г (C_{ж-д} + n_1 C_{п.\,ж}) - l_ж C_{ж-д} + \Delta P_ж C_{ж.\,г-к}\right\},\ \text{м,} \tag{52}$$

где $l_а$ — оптимальное расстояние транспортирования для автотранспорта, м; $C_а$ — себестоимость 1 ткм при транспортировании автосамосвалами, руб.; $L_г$, A, h_y — соответственно длина, ширина и высота вскрываемого горизонта, м; $C_{ж-д}$ — стоимость содержания 1 км железнодорожного пути, руб.; $C_{э.\,ж}$, $C_{э.\,а}$ — стоимость машиносмены экскаватора соответственно при работе с железнодорожным и автомобильным транспортом, руб.; $Q_{э.\,ж}$, $Q_{э.\,а}$ — производительность экскаватора соответственно при работе с железнодорожным и автомобильным транспортом, т/смену; $C_п$ — себестоимость перегрузки горной массы из автомобильного в железнодорожный транспорт, руб/т; $C_{м.\,з}$, $C_{м.\,п}$ — стоимость машиносмены локомотивосостава соответственно при погрузке в забое и на перегрузочном пункте, руб.; $T_{см}$ — продолжительность работы транспорта в течение смены, ч; Q — грузоподъемность поезда, т; H — глубина карьера, м; $K_{тр}$ — коэффициент развития трассы; $i_р$ — руководящий уклон железнодорожного пути, ‰; $L_п$ — расстояние транспортирования на поверхности, км; $V_б$, $V_п$, $V_г$ — скорость движения поезда соответственно на борту карьера, поверхности и рабочем горизонте, км/ч; $t_{п.\,з}$, $t_{п.\,п}$ — продолжительность погрузки поезда соответственно в забое и на перегрузочном пункте, ч; $t_р$ — продолжительность разгрузки поезда, ч; τ — продолжительность маневрирования, ч; $C_{п.\,ж}$ — затраты на переукладку 1 км временного железнодорожного пути, руб.; $C_ж$, $C_{а-ж}$ — себестоимость перевозки 1 т горной массы железнодорожным транспортом соответственно при железнодорожном и автомобильно-железнодорожном транспорте, руб/т; $l_ж$ — протяженность железнодорожных путей на перегрузочном пункте, км; P — объем горной массы, подлежащий перевозке при вскрытии горизонта, т; $\Delta P_ж$ — дополнительный объем горно-капитальных работ при разносе борта карьера для устройства железнодорожного съезда на вскрываемый горизонт, т; $C_{ж.\,г-к}$ — себестоимость 1 т

Таблица 62

Вид транспорта	Глубина, с которой целесообразно вводить данный вид транспорта, м	Глубина, до которой целесообразно принять данный вид транспорта, м	Уклон трассы, ‰	Рациональное расстояние транспортирования данным видом транспорта в пределах карьера, км
Автомобильный	0	80—120	80	До 1—1,5
Железнодорожный (при использовании электровозов и тепловозов)	0	150—180	40	До 3,7—4,5
Железнодорожный (при использовании тяговых агрегатов моторвагонами)	0 и 100—150	220—250 (редко более)	60	До 3,7—4,5
Конвейерный	0	700—900 и более	300	До 3
Железнодорожный в комбинации с автомобильным	80—150	300—350	60 (для железнодорожного)	До 4,5—5 (для железнодорожного)
Конвейерный в комбинации с автомобильным	60—150	700—900 и более	300 (для конвейерного)	До 3—5 (для конвейерного)
Скиповой в комбинации с автомобильным	100—150	350—400	700 (для скипового)	До 0,6 (для скипового)

горной массы при выполнении горно-капитальных работ, руб.; n_1 — количество переукладок железнодорожного пути.

Расчеты по формуле (52) показывают, что на выбор оптимального расстояния транспортирования для автотранспорта при комбинированном транспорте основное влияние оказывают себестоимость автомобильных перевозок горной массы, себестоимость перегрузки горной массы в железнодорожные вагоны, а также удельные затраты на содержание и переукладку железнодорожных путей. Для карьеров Кривого Рога величина $l_а$ находится в пределах 0,5—1,2 км.

Применение собственно конвейерного транспорта по данным исследований, выполненных в ГДР для угольных карьеров с мягкими вскрышными породами целесообразно при грузообороте не менее 15 млн. м³ в год и расстоянии транспортирования не более 5 км. По данным ИГД Минчермета СССР, применение конвейерного транспорта на рудных карьерах для транспортирования скальных пород целесообразно при производительности карьера более 3—5 млн. т горной массы в год, сроке службы ленты не менее 2 лет и расстоянии транспортирования до 3 км (при транспортировании на поверхности в условиях сильно пересеченной местности это расстояние может значительно увеличиваться).

Комбинация автомобильного транспорта с конвейерным наиболее эффективна при производительности карьера 15—20 млн. т горной массы в год. Рациональное расстояние транспортирования для конвейерного транспорта при автомобильно-конвейерном транспорте находится в пределах 3—5 км.

Ориентировочная глубина, в пределах которой целесообразно использование основных видов транспорта, а также рациональное расстояние транспортирования приведены в табл. 62.

Сохранение высокой производительности транспорта в условиях возрастающего грузооборота и связанной с этим тенденцией на большинстве карьеров к увеличению расстояния транспортирования с ростом глубины вызывает необходимость концентрации транспортных потоков, увеличения грузоподъемности транспортных средств и скорости их движения, сокращения интервалов между движущимися транспортными средствами и обеспечения их полной загруженности.

§ 4. Расчет технико-эксплуатационных параметров взаимодействующего горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте

При автомобильно-железнодорожном транспорте основная технологическая связь погрузочно-транспортного оборудования устанавливается исходя из следующего условия:

провозная способность $\sum Q_{а\,j}$ автомобильного транспорта должна быть не меньше суммарной производительности $\sum Q_{э\,i}$ забойного погрузочного оборудования, пропускная способность $\sum Q_{п\,k}$ перегрузочного пункта — не меньше суммарной производительности $\sum Q_{а\,y}$ автомобильного транспорта, а провозная способность $\sum Q_{ж\,x}$ железнодорожного транспорта — не меньше суммарной производительности автомобильного транспорта, т. е.

$$\sum_{i=1}^{n} Q_{э\,i} \leqslant \sum_{j=1}^{n_1} Q_{а\,j} \leqslant \sum_{K=1}^{n_2} Q_{п\,k} \leqslant \sum_{x=1}^{n_3} Q_{ж\,x} \leqslant \sum_{y=1}^{n_4} Q_{а\,y}. \qquad (53)$$

. Аналогичное условие имеет место и при других видах комбинированного транспорта.

Автомобильно-железнодорожный транспорт. Для установления производительности перегрузочного пункта необходимо определить количество автосамосвалов, обслуживающих экскаваторы. С этой целью вначале производится расчет продолжительности рейса автосамосвала отдельно для каждого горизонта (для каждого горизонта длина и профиль откаточных дорог неодинаковы) по формуле

$$T_р = t_{пог} + t_{раз} + t_г + t_п + t_э, \text{ ч}, \qquad (54)$$

где $t_{пог}$ — время погрузки автосамосвала, ч; $t_{раз}$ — время разгрузки автосамосвала, ч; $t_г$, $t_п$ — время движения автосамосвала

соответственно с грузом и без груза, ч; $t_з$ — время задержек автосамосвала у экскаватора в забое и на перегрузочном пункте.

Время $t_з$ равно

$$t_з = t_{м.\,э} + t_{м.\,п}, \tag{55}$$

где $t_{м.\,э}$ — время маневров автосамосвала и ожидания погрузки у экскаватора, ч; $t_{м.\,п}$ — время маневров автосамосвала и ожидания разгрузки на перегрузочном пункте, ч.

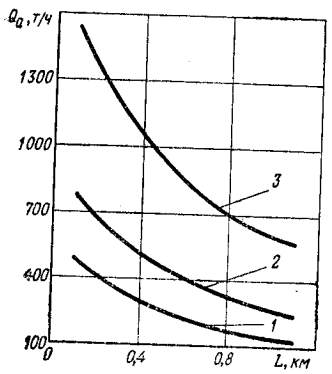


Рис. 76. График зависимости расчетной производительности автосамосвала $Q_а$ от расстояния транспортирования L:

1, 2, 3 — соответственно для БелАЗ-540, БелАЗ-548, БелАЗ-549

Время движения автосамосвалов для горизонтов, расположенных выше и ниже перегрузочного пункта, различно и определяется по формулам:

$$t_г = \frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_3}{v_3}; \tag{56}$$

$$t_п = \frac{l'_1}{v'_1} + \frac{l'_2}{v'_2} + \frac{l'_3}{v'_3}, \tag{57}$$

где l_1, l_2, l_3 — длина участков с различным профилем трассы при движении с грузом, км; l'_1, l'_2, l'_3 — то же, при движении без груза, км; v_1, v_2, v_3 — скорость движения автосамосвалов на соответствующих участках при движении с грузом, км/ч; v'_1, v'_2, v'_3 — то же при движении без груза, км/ч.

Расчетная скорость движения автосамосвалов на горизонтальных или наклонных участках определяет на основе опытных данных и по динамическим характеристикам с учетом суммы сопротивлений от уклонов, кривых и вида покрытия этих участков дороги.

Количество $n_э$ автосамосвалов, необходимых для обслуживания одного экскаватора, равно

$$n_э = \frac{Q_э}{Q_а}, \tag{58}$$

где $Q_э$, $Q_а$ — соответственно производительность экскаватора и автосамосвала, т/ч.

Производительность экскаватора равна

$$Q_э = \frac{60 q_к Z K_э K_q \gamma_р}{t_{пог}}, \tag{59}$$

где $q_к$ — емкость ковша экскаватора, м³; Z — количество ковшей, загружаемых экскаватором в автосамосвал; $K_э$ — коэффициент экскавации; K_q — коэффициент использования автосамосвала; $\gamma_р$ — объемная масса горной массы, т/м³; $t_{пог}$ — время погрузки автосамосвала, ч.

На рис. 76 показан график зависимости производительности автосамосвалов от расстояния до перегрузочного пункта.

Количество $n_а$ автосамосвалов, необходимых для транспортирования горной массы до перегрузочного пункта равно

$$n_а = \frac{Q_э n_э K_0}{Q_а}, \tag{60}$$

где $Q_э$ — сменная производительность экскаватора, т; $n_э$ — количество работающих экскаваторов; $Q_а$ — сменная производительность автосамосвала, т; K_0 — коэффициент неравномерности работы автосамосвалов ($K_0 = 1{,}15 \div 1{,}20$).

Списочный парк автосамосвалов $n_{а.\,с}$ равен

$$n_{а.\,с} = n_а K', \tag{61}$$

где K' — коэффициент списочного состава.

Объем Q_0 горной массы, транспортируемой автосамосвалами на перегрузочный пункт в смену,

$$Q_0 = Q_а n_а \frac{T_{см}}{T_р} K_и, \text{ т/смену}, \tag{62}$$

где $Q_а$ — сменная производительность автосамосвала, т/см; $n_а$ — количество автосамосвалов, необходимых для транспортирования горной массы до перегрузочного пункта; $T_р$ — время рейса автосамосвала, ч; $K_и$ — коэффициент использования автосамосвалов в течение смены; $T_{см}$ — число часов в смену.

Для определения количества железнодорожных составов, обслуживающих перегрузочный пункт, необходимо определить массу прицепной части поезда Q из условия равномерного движения по руководящему уклону

$$Q = \frac{F_к - P(\omega'_0 + i_р)}{\omega''_0 + i_р}, \text{ т}, \tag{63}$$

где P — масса локомотива, т; ω'_0, ω''_0 — удельное сопротивление движению соответственно локомотива и вагонов на прямом горизонтальном пути, Н/т; $i_р$ — руководящий уклон; $F_к$ — касательная сила тяги локомотива, Н.

При приближенных расчетах можно принимать $\omega'_0 = \omega''_0 = \omega_0$, тогда

$$Q = \frac{F_к - P(\omega_0 + i_р)}{\omega_0 + i_р} \tag{64}$$

или

$$Q = \frac{F_к}{\omega_0 + i_р} - P, \text{ т}. \tag{65}$$

Масса прицепной части поезда проверяется из условия трогания с места

$$Q = \frac{P(1000\Psi_{тр} - \omega'_0 - i_{тр} - 108a)}{\omega''_0 + i_{тр} + 108a}, \text{ т}, \tag{66}$$

где $\psi_{тр}$ — коэффициент сцепления при трогании; $i_{тр}$ — подъем, на котором происходит трогание состава; a — ускорение при трогании (обычно $a = 0{,}05 \div 0{,}025$ м/с²).

Число вагонов в составе $n_д$ равно

$$n_д = \frac{Q}{Q_д + q_д}, \tag{67}$$

где $Q_д$ — грузоподъемность вагона, т; $q_д$ — вес тары вагона, т.

Время оборота поезда, обслуживающего перегрузочный пункт, определяется из выражения

$$T_р = t_{пог} + t_п + t_г + t_{раз} + t_э, \tag{68}$$

где $t_{пог}$ — время погрузки поезда, ч; $t_п$, $t_г$ — время движения поезда между пунктами погрузки и разгрузки соответственно без груза и с грузом, ч; $t_{раз}$ — время разгрузки поезда, ч.

Время задержек поезда в пункте перегрузки и разгрузки

$$t_з = t_{м.\,о} + t_{ож}, \tag{69}$$

где $t_{м.\,о}$ — время маневров поезда и ожидания на перегрузочном пункте, ч; $t_{ож}$ — время ожидания на пункте разгрузки и в пути следования, ч.

Сменная производительность $Q_{ж.\,с}$ локомотивосостава, обслуживающего перегрузочный пункт, может быть определена по формуле

$$Q_{ж.\,с} = \frac{(T_{см} - t_{п.\,з})\, q_д n_д}{\frac{2L_{пер}}{v_{пер}} + \frac{2L_{пост}}{v_{пост}} + q_д n_д\,(t'_{пог} + t'_{раз}) + t_{м.\,о} + t_{о.\,ж}}, \text{ т/смену}, \tag{70}$$

где $t_{п.\,з}$ — время подготовительно-заключительных операций, ч; $q_д$ — грузоподъемность думпкара, т; $n_д$ — количество думпкаров в локомотивосоставе; $L_{пост}$, $L_{пер}$ — расстояние транспортирования соответственно по постоянным и передвижным путям, км; $v_{пер}$, $v_{пост}$ — скорость движения локомотивосостава соответственно по передвижным и постоянным путям, км/ч; $t'_{пог}$ — время погрузки 1 т горной массы, ч; $t'_{раз}$ — время разгрузки 1 т горной массы, ч.

В общем виде количество локомотивосоставов $n_{ж.\,с}$ для обслуживания экскаваторного перегрузочного пункта определяется по формуле

$$n_{ж.\,с} = \frac{w_0 K_0}{Q_{ж.\,с}}, \tag{71}$$

где w_0 — объем горной массы, который необходимо перевести с перегрузочного пункта на обогатительную фабрику или отвал, т; K_0 — коэффициент неравномерности работы железнодорожного транспорта ($K_0 = 1{,}10 \div 1{,}15$).

Списочный парк локомотивов и думпкаров определяется с учетом коэффициента списочного состава.

Время $t_{пог}$ погрузки локомотивосостава на перегрузочном пункте экскаватором равно

$$t_{пог} = \frac{E_в n_д t_ц}{q_к K_э}, \text{ ч}, \tag{72}$$

где $E_в$ — емкость думпкара, м³; $n_д$ — количество думпкаров в составе; $t_ц$ — продолжительность цикла экскавации, ч; $q_к$ — емкость ковша экскаватора, м³; $K_э$ — коэффициент экскавации.

Интервал времени $t_{от}$ между отправлениями двух последовательных локомотивосоставов с перегрузочного пункта

$$t_{от} = \frac{\alpha T_0}{m}, \tag{73}$$

где α — коэффициент использования смены; m — число отправленных поездов за смену; T_0 — продолжительность работы экскаватора в течение смены, ч.

Количество локомотивосоставов, обслуживающих экскаваторный перегрузочный пункт, равно

$$n_{ж.\,с} = \frac{T_0 K_0}{t_{пог} + t_{от}}. \tag{74}$$

При непосредственной перегрузке из автосамосвалов в думпкары время $t_{пог}$ погрузки локомотивосостава равно

$$t_{пог} = \frac{q_д n_д t_{р.\,а} K_п}{q_а n_{од}}, \tag{75}$$

где $t_{р.\,а}$ — время разгрузки автосамосвала, ч; $q_а$ — грузоподъемность автосамосвала, т; $n_{од}$ — количество одновременно разгружающихся автосамосвалов в думпкары; $K_п$ — коэффициент неравномерности работы перегрузочного пункта (обычно $K_п = 1{,}2 \div 1{,}3$).

Количество перегрузочных пунктов при непосредственной перегрузке из автосамосвалов в думпкары определяется производительностью карьера $Q_{кар}$ и пропускной способностью перегрузочных пунктов, т. е.

$$Q_{кар} = \sum_{i=1}^{m_0} Q_{пр}, \tag{76}$$

где m_0 — число работающих на карьере перегрузочных пунктов; $Q_{пр}$ — пропускная способность перегрузочного пункта.

Условие непрерывности технологического процесса вызывает необходимость нахождения локомотивосостава под погрузкой на перегрузочном пункте. Исходя из этого условия, число $n_{ж.\,с}$ локомотивосоставов для обслуживания перегрузочного пункта равно

$$n_{ж.\,с} = \frac{T_р \Phi}{t_{пог}}, \tag{77}$$

где Φ — число фронтов перегрузки; $T_р$ — время оборота локомотивосостава, ч; $t_{пог}$ — время погрузки локомотивосостава автосамосвалами, ч.

Число $n_{ж.\,с}$ локомотивосоставов для обеспечения необходимой производительности перегрузочного пункта равно

$$n_{ж.\,с} = \frac{Q_{п.\,п} K_н}{Q_{ж.\,с}}, \tag{78}$$

где $Q_{п.\,п}$ — сменная производительность перегрузочного пункта перегрузки, т; $Q_{ж.\,с}$ — сменная производительность локомотивосостава, т; $K_и$ — коэффициент неравномерности грузопотока.

Очевидно, что параметры железнодорожного транспорта и производительность перегрузочного пункта должны быть выбраны так, чтобы количество локомотивосоставов удовлетворяло двум предыдущим условиям. Общее количество локомотивосоставов для обеспечения нормальной работы всех перегрузочных пунктов равно

$$\sum_{i=1}^{m_0} n_{ж.\,с} = \sum_{i=1}^{m_0} \frac{Q_{п.\,п} K_и}{Q_{ж.\,с}}. \qquad (79)$$

Величины $Q_{п.\,п}$ и $t_{пог}$ определяются по формулам:

$$Q_{п.\,п} = \frac{T_{см} Q' q_д n_р K_{од} Ф K_ф}{t_{зан} Q' + \left[t_{об} + \left(\frac{n_д}{n_р} - 1 \right) t_{пер} \right] Q'_а n_р K_{од} Ф K_ф}; \qquad (80)$$

$$t_{пог} = \frac{t_{зан} Q' + \left(t_{об} + \frac{n_д}{n_р} t_{пер} \right) Q'_а n_р K_{од} Ф K_ф}{Q'_а n_р K_{од} K_ф}, \qquad (81)$$

где $T_{см}$ — продолжительность работы перегрузочного пункта в смену, ч; Q' — полезная масса локомотивосостава, т; $Q'_а$ — масса груза в кузове автосамосвала, т; $n_р$ — количество мест для разгрузки автосамосвалов на эстакаде; $K_{од}$ — коэффициент, учитывающий количество одновременно разгружающихся автосамосвалов; $Ф$ — количество фронтов перегрузки; $K_ф$ — коэффициент, учитывающий снижение производительности эстакады при увеличении фронтов разгрузки за счет усложнения маневров железнодорожных составов; $t_{зан}$ — время занятия автосамосвалом места разгрузки; $t_{об}$ — время обмена локомотивосостава; $t_{пер}$ — время перестановки вагонов при погрузке локомотивосостава на эстакаде, меньшей, чем длина последнего; $n_д$ — количество думпкаров в локомотивосоставе.

Автомобильно-конвейерный транспорт. При автомобильно-конвейерном транспорте параметры автотранспорта определяются таким же образом, как и при автомобильно-железнодорожном транспорте. Перегрузочный же пункт при автомобильно-конвейерном транспорте имеет свои специфические особенности и его параметры и определяются на основе следующих известных зависимостей.

Годовая производительность $Q_{д.\,у.\,г}$ дробильного узла равна

$$Q_{д.\,у.\,г} = Q_{д.\,ч} K_д T_н n_{од} \gamma_р, \text{ т/год}, \qquad (82)$$

где $Q_{д.\,ч}$ — часовая паспортная производительность дробилки, м³/ч; $n_{од}$ — число одновременно работающих дробилок; $K_д$ — поправочный коэффициент из условия дробления; $T_н$ — годовое нормативное количество часов работы дробилки; $\gamma_р$ — объемная масса руды в разрыхленном состоянии, т/м³;

$$K_д = K_w K_f K_{кр}, \qquad (83)$$

где K_w, K_f — коэффициент, учитывающий соответственно влажность и прочность дробимой породы; $K_{кр}$ — поправка на содержание в поступающей на дробление горной массе фракций (размер более половины ширины приемного отверстия дробилки).

Значения этих коэффициентов характеризуются следующими данными:

Коэффициент крепости f по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Коэффициент K_f
5—10	1,2
10—15	1,0
15—18	0,95
18—20	0,90

Влажность руды, %	4	5	6	7	8	9	10	11
Коэффициент	1,0	1,0	0,95	0,90	0,85	0,80	0,75	0,65

Содержание крупных фракций, %	20	25	30	40	50	60	70	80
Коэффициент $K_{кр}$	1,05	1,04	1,03	1,00	0,97	0,94	0,92	0,89

При автомобильно-конвейерном транспорте на перегрузочном пункте перед дробилкой устанавливается колосниковый грохот для отделения мелких фракций, не требующих дробления и поступающих непосредственно на конвейер. В этом случае производительность $Q_{п.\,п}$ перегрузочного грохотильно-дробильного пункта равна

$$Q_{п.\,п} = Q_{д.\,у.\,г} \frac{1}{1 - K_{гр} K_{др}}, \text{ т/год}, \qquad (84)$$

где $K_{гр}$ — коэффициент полезного действия колосникового грохота (обычно $K_{гр} = 0{,}6 \div 0{,}7$); $K_{др}$ — коэффициент, учитывающий выход фракций, прошедших через грохот.

Расчет конвейерного транспорта должен производиться исходя из объема горной массы, перевозимой автотранспортом к перегрузочному пункту.

Часовая производительность $Q_к$ подъемного конвейера с учетом наклона 16—18° определяется по формуле

$$Q_к = K_п K_\alpha v_л (0{,}9B - 0{,}05)^2, \text{ м}^3/\text{ч}, \qquad (85)$$

где $K_п$ — коэффициент производительности; K_α — коэффициент, учитывающий влияние на производительность конвейера угла его наклона; $v_л$ — скорость движения ленты, м/с; B — ширина конвейерной ленты, м.

Коэффициент производительности $K_п$ зависит от рода транспортируемой горной массы, угла наклона боковых роликов и отношения длины среднего ролика к ширине ленты, называемого коэффициентом

лоткования. Для конвейера, имеющего роликоопоры с тремя равными роликами, при транспортировании горной массы, имеющей угол естественного откоса 30°, коэффициент производительности при угле наклона боковых роликов 20 и 30° равен соответственно 316 и 365. По данным исследований Г. В. Приседского, коэффициент производительности (с учетом определенного запаса) для этих условий рекомендуется принимать равным 470, 580 и 610 соответственно при углах наклона боковых роликов 20, 30 и 35°. Коэффициент K_α рекомендуется принимать равным:

Угол наклона конвейера, градусы	0—10	12	16	18
Коэффициент K_α	1,0	0,98	0,95	0,93

Ширина ленты определяется из формулы (85)

$$B = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q_к}{K_п K_\alpha v_л}} + 0{,}05\right), \text{ м.} \qquad (86)$$

Определенная по производительности ширина ленты конвейера проверяется по условию горной массы

$$d \leqslant \frac{B-0{,}2}{K'}, \qquad (87)$$

где d — максимальный размер кусков горной массы; коэффициент K' принимается равным 3, 3,5, 4 при ширине ленты 1,2, 1,2—1,4, 1,6 м соответственно.

Так как горная масса на ленту может поступать порционно в зависимости от подачи ее автомобильным транспортом, при определении ширины ленты необходимо учитывать коэффициент неравномерности, который рекомендуется принимать равным 1,2—1,3, 1,1—1,15, 1—1,05 соответственно при непосредственной подаче горной массы на ленту с помощью направляющих устройств, при подаче горной массы на ленту через бункер и дробильно-сортировочное устройство.

Скорость движения ленты подъемного конвейера принимается в зависимости от свойств транспортируемой горной массы, ширины ленты (табл. 63) и состояния конвейера.

Таблица 63

Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты при транспортировании мягких пород, м/с	Скорость движения ленты при транспортировании скальных пород, м/с
1000	3—4	1,5—3
1200	3—4	1,5—3
1600	4—6	3—4
2000	5—8	4—5

С целью уменьшения капитальных и эксплуатационных затрат необходимо стремиться устраивать конвейеры с минимальным количеством конвейерных звеньев, т. е. использовать возможно более длинные конвейеры. Длина конвейера $L_к$ зависит от прочности ленты, производительности и угла наклона конвейера, сопротивления движению ленты и др. (рис. 77) и может быть определена по формуле

$$L_к = B\,\frac{i\,\frac{K_р}{K_л}\cdot\frac{e^{f\alpha}-1}{e^{f\alpha}} - w_{из} n_б}{[(q+2q_л)\cos\beta + q'_р + q''_р]\,\omega' + q\sin\beta}, \text{ м,} \qquad (88)$$

где i — число прокладок в ленте; $K_р$ — предел прочности на разрыв 1 см одной прокладки, принимаемый по паспортной характеристике ленты, Н; $K_л$ — коэффициент запаса прочности ленты; α — угол обхвата барабана лентой; f — коэффициент сцепления ленты с барабаном; e — основание натуральных логарифмов; $w_{из}$ — удельное сопротивление изгибу на 1 см ширины ленты (принимается равным 0,5, 0,83 и 1 Н/см соответственно при 3—4, 5—6, 7 и более прокладках); $n_б$ — число барабанов, огибаемых лентой; ω' — коэффициент сопротивления движению ленты (для наклонных подъемных конвейеров в закрытых галереях равен 0,02—0,025, для конвейеров, не имеющих покрытия — 0,025—0,030); q — масса 1 м транспортируемой горной массы, кг; $q_л$ — масса 1 м ленты, кг; $q'_р$ — масса роликов на 1 м груженой ветви, кг; $q''_р$ — масса роликов на 1 м порожней ветви, кг; β — угол наклона конвейера, градусы.

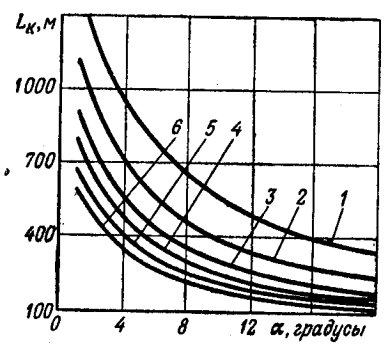


Рис. 77. График зависимости длины конвейера $L_к$ от угла его наклона α:

1, 2, 3, 4, 5, 6 — при удельной нагрузке соответственно 140, 210, 280, 360, 415, 485 т/м

Формулу (88) следует применять при условии

$$\frac{P_б}{e^{f\alpha}-1} > q_л L_к \sin\beta - (q_л\cos\beta + q''_р)\,L_к\omega'', \qquad (89)$$

где $P_б$ — окружное усилие на барабане привода конвейера, Н; ω'' — коэффициент сопротивления движению порожней ленты.

Во всех остальных случаях длина наклонного конвейера определяется по формуле

$$L_к = B\,\frac{i\,\frac{K_р}{K_л} - w_{из} n_б}{[(q+2q_л)\cos\beta + q'_р + q''_р]\,\omega'' + (q+q_л)\sin\beta}, \text{ м.} \qquad (90)$$

Длина наклонного конвейера при использовании анидной ленты определяется по формуле

$$L_к = \frac{BiK_р v_л 1{,}5}{102 N_п K_л}\cdot\frac{e^{f\alpha}-1}{e^{f\alpha}}, \text{ м,} \qquad (91)$$

где $K_р$ — разрывное усилие 1 см ширины прокладки ($K_р \geqslant 3000$ Н/см); $K_л$ — коэффициент запаса прочности ленты; $N_п$ — мощность, приходящаяся на 1 м длины, кВт.

Длина наклонного конвейера при резинотросовой ленте определяется по формуле

$$L_к = \frac{\sigma_{пр} d_{пк}^2 z_п z_т v_л 1{,}5}{152 N_п n'} \cdot \frac{e^{f\alpha} - 1}{e^{f\alpha}}, \qquad (92)$$

где $\sigma_{пр}$ — предел прочности проволок на растяжение, Н/мм²; n' — запас прочности троса ($n' = 6$); $d_{пк}$ — диаметр проволок, мм; $z_п$ — число проволок троса; $z_т$ — число тросов в ленте.

Проверка резинотросовой ленты на прочность производится исходя из натяжения в набегающей ветви ленты, которое считается максимальным. Натяжение $T_{наб}$ в набегающей ветви ленты из условия сцепления ленты на приводном барабане определяется по формуле

$$T_{наб} = \frac{e^{f\alpha}}{e^{f\alpha} - 1} P_б = K_б P_б, \text{ Н}, \qquad (93)$$

где $K_б$ — коэффициент, зависящий от сцепления ленты с барабаном и угла обхвата лентой приводного барабана (табл. 64).

Прочность Z резинотросовой ленты на разрыв (по ширине) равна

$$Z \geqslant \frac{K_л T_{наб}}{B}, \text{ Н/см}. \qquad (94)$$

Значения коэффициента $K_л$ приведены в табл. 65.

Таблица 64

Вид футеровки ленты и ее состояние	Коэффициент сцепления с барабаном	Значения коэффициента $K_б$ при угле обхвата лентой приводного барабана (градусы)						
		180	210	240	270	330	360	400
Гладкая резиновая влажная	0,20	2,15	1,93	1,76	1,64	1,46	1,40	1,35
Шевронная резиновая влажная	0,30	1,64	1,50	1,40	1,32	1,22	1,18	1,14
Гладкая резиновая сухая	0,35	1,50	1,38	1,30	1,24	1,15	1,12	1,10
Шевронная резиновая сухая	0,40	1,40	1,30	1,23	1,18	1,11	1,09	1,06

Таблица 65

Материал сердечника ленты	Коэффициент запаса $K_п$ прочности ленты при угле наклона конвейера (градусы)	
	до 10	свыше 10
Прокладки из хлопкового волокна	10	11—12
Прокладки из химического волокна	9	10
Стальные тросы	7	8,5

Срок службы $T_{сл}$ конвейерной ленты различного типа

$$T_{сл} = \frac{30 K_м L_к}{[(160 h a \gamma + \sqrt{d\gamma}\, L_к)\eta + 60] v_л m_к}, \text{ мес.}, \qquad (95)$$

где $K_м$ — коэффициент, зависящий от материала основы ленты; $L_к$ — длина конвейера, м; h — высота падения горной массы на ленту, м; d — максимальный размер наиболее крупных кусков, м; γ — удельная масса горной массы, т/м³; η — коэффициент использования конвейера по производительности (отношение фактической к теоретической производительности конвейера); $v_л$ — скорость движения ленты конвейера, м/с; $m_к$ — коэффициент использования конвейера во времени.

Тип ленты	Б-820	ОПБ	ЛХ-120	ТК-300 (ТА-300)
Коэффициент $K_м$	0,9	1,0	1,25	1,6

Масса P_0 наклонных конвейеров определяется по формуле

$$P_0 = \frac{150 N_п + q'_к L_к}{L_к}, \text{ кг/м}, \qquad (96)$$

где $q'_к$ — масса 1 м линейной части конвейера, кг.

Мощность двигателя конвейерной установки определяется по формуле

$$N = \frac{P_б v_л}{75\eta}, \text{ л. с. или } N = \frac{P_б v_л}{102\eta}, \text{ кВт}, \qquad (97)$$

где $P_б$ — окружное тяговое усилие на приводном барабане, Н; η — к. п. д. передаточного механизма ($\eta = 0{,}7 \div 0{,}8$).

Автомобильно-скиповой транспорт. Расчет параметров автомобильного транспорта при автомобильно-скиповом транспорте производится таким же образом, как при автомобильно-железнодорожном и автомобильно-конвейерном транспорте. Основные параметры скиповой установки определяются следующим способом. Производительность скипового транспорта в комбинации с автомобильным должна соответствовать объему горной массы, транспортируемой к перегрузочному пункту автосамосвалами. Часовая производительность $Q_{ск}$ скипа равна

$$Q_{ск} = \frac{K_н n_{раб} m_р q_а K_q}{T_{см}}, \text{ т/ч}, \qquad (98)$$

где $K_н$ — коэффициент неравномерности (обычно $K_н = 1{,}15 \div 1{,}2$); $n_{раб}$ — количество работающих автосамосвалов в смену; $m_р$ — число рейсов автосамосвала в смену; $q_а$ — грузоподъемность автосамосвала, т; K_q — коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала; $T_{см}$ — время работы автосамосвала в смену, ч.

Продолжительность $t_{ск}$ одного подъема скипа равна

$$t_{ск} = \frac{L_п}{v_{ск}}, \text{ с}, \qquad (99)$$

где $L_н$ — наклонная высота подъема, м; $v_{ск}$ — средняя скорость подъема скипа, м/с.

Количество подъемов $n_п$ скипа в час

$$n_п = \frac{3600}{t_{ск} + t_п}, \quad (100)$$

где $t_п$ — пауза между двумя подъемами (обычно $t_п = 10 \div 30$), с.

Грузоподъемность $q_{ск}$ скипа из условий грузооборота равна

$$q_{ск} = \frac{Q_{ск}}{n_п}, \text{ т.} \quad (101)$$

Учитывая, что при перевозках автосамосвалами возможен перегруз до 7—8%, величина $q_{ск}$ принимается равной

$$q_{ск} \approx (1{,}07 \div 1{,}08)\, q_a, \text{ т}, \quad (102)$$

где q_a — грузоподъемность автосамосвала, т.

Собственная масса скипа обычно составляет 30—60% массы груза.

Для принятой грузоподъемности скипа производится уточнение принятых ранее значений $n_п$, $t_{ск}$, $v_{ск}$.

Максимальная скорость v_{max} подъема скипа принимается на 10% больше средней скорости:

$$v_{max} = 1{,}1 v_{ск}. \quad (103)$$

Емкость скипа должна удовлетворять условию

$$E_{ск} \geqslant K_н q_к K_к z \leqslant E_a, \text{ м}^3, \quad (104)$$

где $q_к$ — емкость ковша экскаватора, м³; $K_к$ — коэффициент наполнения ковша ($K_к = 0{,}6 \div 1{,}1$); z — число погруженных в автосамосвал ковшей; E_a — емкость кузова автосамосвала, м³.

Ширина $B_{ск}$ скипа принимается из условий устойчивости и свободного истечения горной массы из бункера при погрузке скипа

$$B_{ск} \geqslant 2d + (300 \div 400), \text{ мм}, \quad (105)$$

где d — максимальный размер наибольшего куска, поступающего в скип, мм.

Выбор каната производится по соответствующему ГОСТу в зависимости от массы 1 м каната $P_к$, которая определяется по формуле

$$P_к = \frac{(q_{ск} + q'_{ск})(\sin\alpha + f_1 \cos\alpha)}{\frac{\sigma_р 10^6}{m_д \gamma_0} - L_п(\sin\alpha + f_2 \cos\alpha)}, \text{ кг/м}, \quad (106)$$

где $q_{ск}$ — полезный поднимаемый груз, кг; $q'_{ск}$ — собственная масса скипа, т; $L_п$ — наклонная высота подъема, м; α — угол наклона рельсового пути, градусы; f_1 — коэффициент общего сопротивления движению скипа по горизонтальному пути ($f_1 = 0{,}01 \div 0{,}02$ для скипов на роликовых подшипниках); f_2 — коэффициент вредных сопротивлений перемещению каната по путевым роликам ($f_2 = 0{,}15 \div 0{,}35$); $\sigma_р$ — предел прочности проволок каната при растяжении, кг/мм²; $m_д$ — допускаемый запас прочности (для наклонных

грузовых скиповых подъемников $m_д = 6{,}5$); γ_0 — условная удельная масса каната в зависимости от его конструкции, кг/м³.

Канат проверяется на запас прочности по формуле

$$m_д = \frac{R}{(q_{ск} + q'_{ск})(\sin\alpha + f_1 \cos\alpha) + P_к L_п(\sin\alpha + f_2 \cos\alpha)} \geqslant 6{,}5, \quad (107)$$

где R — суммарное разрывное усилие всех проволок каната, кг.

Диаметр барабанов $D_б$ и копровых шкивов $D_{к.ш}$ должен удовлетворять условию

$$D_{к.ш} = D_б = 80 d_к = 1200 d_{п.к}, \quad (108)$$

где $d_к$ — диаметр каната, мм; $d_{п.к}$ — диаметр проволоки каната, мм.

По найденным значениям нагрузки, диаметру барабанов и скорости движения скипов производят подбор подъемной машины. Практика показывает, что для скипов грузоподъемностью 25—40 т и более требуются канаты диаметром не менее 45 мм, следовательно, диаметр барабана должен быть не менее 3,5 м. Этому требованию удовлетворяют многие из отечественных крупных подъемных машин.

Ориентировочная мощность подъемного двигателя определяется по формуле

$$N = \lambda \frac{K q_{ск} v_{max} \sin\alpha}{102 \eta_п}, \quad (109)$$

где K — грузовой коэффициент;

$$K = K_в + \frac{(q_{ск} + 2q'_{ск}) f_1 + P_к L_п f_2}{q_{ск} \operatorname{tg}\alpha}, \quad (110)$$

где $K_в$ — коэффициент, учитывающий прочие вредные сопротивления ($K_в \approx 1{,}15$); λ — коэффициент, зависящий от принятой скорости (для опрокидных скипов $\lambda = 1{,}2 \div 1{,}3$); $\eta_п = 0{,}85$ — к. п. д. подъема.

По полученной мощности подбирается двигатель.

§ 5. Организация работы комбинированного транспорта

Организация работы комбинированного транспорта предусматривает строго регламентированное взаимодействие всего комплекса механизмов. Особенно четкая работа требуется от первого звена комбинированного транспорта, функции которого в подавляющем большинстве случаев выполняет автомобильный транспорт. Основная задача организации работы автотранспортных средств совместно с экскаваторами состоит в осуществлении оптимальных режимов их работы. Установлено, что при расстоянии перевозок до 1,5—2 км необходимо стремиться к более полному использованию экскаваторов. Для этого необходимо, чтобы число поступающих к экскаваторам автосамосвалов было на 10—15% больше, чем требуется по норме. При бо́льшем расстоянии транспортирования обеспеченность экскаваторов автосамосвалами не должна превышать нормативную или даже может быть на 10—12% ниже ее. Такими организационными

мерами может быть обеспечен оптимальный режим работы экскаваторно-автомобильного оборудования. Перегрузочные пункты, где производится разгрузка автотранспортных средств, должны иметь необходимую пропускную способность, определенное количество мест для разгрузки с учетом резерва и беспрепятственно пропускать весь поток горной массы.

Режим работы автомобильного транспорта на карьере и пребывание автотранспортных средств в гараже может быть представлен в виде графика (рис. 78), на котором совмещены выпуск автомобилей

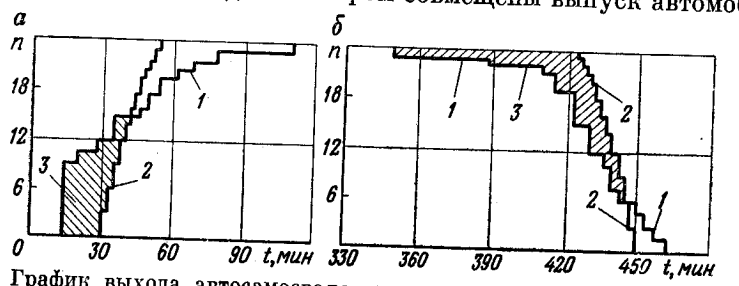


Рис. 78. График выхода автосамосвалов на линию (*n* — число автосамосвалов; *t* — время):

а — на карьер (*1* — фактический, построенный по материалам учета; *2* — рекомендуемый в соответствии с приемной способностью экскаваторов; *3* — простои автосамосвалов у экскаваторов в ожидании погрузки); *б* — из карьера (*1* — фактический; *2* — рекомендуемый; *3* — потери рабочего времени автосамосвалов вследствие преждевременного выхода)

на линию, работа на линии, возвращение в гараж, техническое обслуживание, ремонт и др. При помощи этого графика (график составляется на сутки, неделю, месяц) устанавливается количество автосамосвалов, которое в каждую смену может работать на карьере. Выпуск автотранспортных средств на линию может осуществляться одновременно и ступенчато. При большом количестве автотранспортных средств, работающих на карьере в смену, и ограниченных по размерам гаражах оправдывает себя ступенчатый выпуск, позволяющий повысить производительность экскаваторов и улучшить техническое обслуживание автотранспортных средств. Кроме того, при большом числе одновременно выпускаемых на линию автосамосвалов неизбежно сосредоточение их у экскаваторов при первых рейсах, что влечет непроизводительные простои в ожидании погрузки. Необходимо также учитывать возможность сосредоточения автосамосвалов на перегрузочных пунктах перед обеденным перерывом и в конце смены, когда время оборота обычно увеличивается в связи с некоторым снижением интенсивности труда. Ступенчатая подача автосамосвалов позволяет снизить простои оборудования на 20—25% в период пересмен и обеспечить непрерывный поток горной массы во время приема и сдачи смены. Как показывают исследования, целесообразно устанавливать 3—4 ступени выпуска автосамосвалов на линию. Однако организация ступенчатого выпуска автосамосвалов на линию требует большого резерва рабочего парка автосамосвалов, что практически не всегда целесообразно.

Работа экскаваторно-автомобильного комплекса может быть организована по закрытому или открытому циклу. Опыт работы отечественных и зарубежных карьеров показал, что при организации работы экскаваторов и автосамосвалов по открытому циклу их производительности увеличивается на 7—9%, а в отдельных случаях — на 11—20%. Работа по открытому циклу дает наибольший эффект при автоматизированном управлении экскаваторно-автомобильным комплексом. На Сибайском карьере организация работы автосамосвалов по открытому циклу при автоматизированном управлении позволила увеличить их производительность на 20%. Создание и испытание в производственных условиях средств автоматизации автомобильного транспорта («Карат», «Комплекс-АТ» и др.) подтвердили целесообразность работы автомобильного звена при комбинированном транспорте по открытому циклу. Однако повсеместно работа комплексов по открытому циклу не рекомендуется. В отдельных случаях организация работы комплекса по открытому циклу может быть менее эффективной, чем работа по закрытому циклу. Организация работы экскаваторно-автомобильного комплекса по открытому циклу рациональна при наличии на карьере траншей, объединяющей автомобильные потоки от 3—7 экскаваторов, однородной горной массы, технических средств, обеспечивающих своевременное распределение автосамосвалов в соответствии со сложившейся производственной ситуацией, а также в случае, когда распределение автосамосвалов в любой момент не затрудняется по горнотехническим условиям.

Работа по закрытому циклу иногда применяется при большом количестве автосамосвалов небольшой грузоподъемности. При этом организуется бригадная работа автосамосвалов, сгруппированных в колонны и закрепленных за определенными экскаваторами. Однако при ограниченном количестве автосамосвалов, как правило, следует применять работу по открытому циклу (без закрепления автомобилей за экскаваторами).

Для ритмичности работы автомобильного транспорта и обслуживаемых им экскаваторов, четкой работы перегрузочных пунктов и эффективной работы всех транспортных звеньев работа автосамосвалов организуется по часовому графику, который составляется на каждую смену или на определенный срок в зависимости от объема и характера работ. В основе построения такого графика движения автомобилей лежит время оборота (цикла) автомобиля. Последнее определяется предварительно на основе оптимальной скорости движения автомобилей с грузом и без груза с учетом их динамических качеств, типа и профиля дороги, времени погрузки и разгрузки автосамосвала на перегрузочном пункте. По времени оборота автомобиля определяется максимальная пропускная способность маршрута. По производительности экскаватора и автосамосвала рассчитывается потребность в автомобилях для заданного объема перевозок, которая увязывается с производительностью последующего транспортного звена, определяется интервал движения и строится график работы

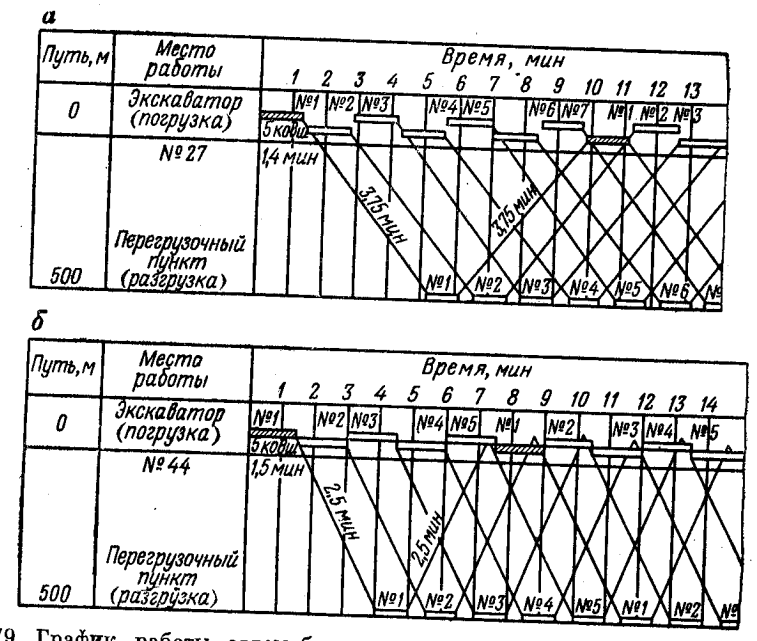


Рис. 79. График работы автомобильного транспорта в течение смены для экскаватора № 27 (*а*) и № 44 (*б*)

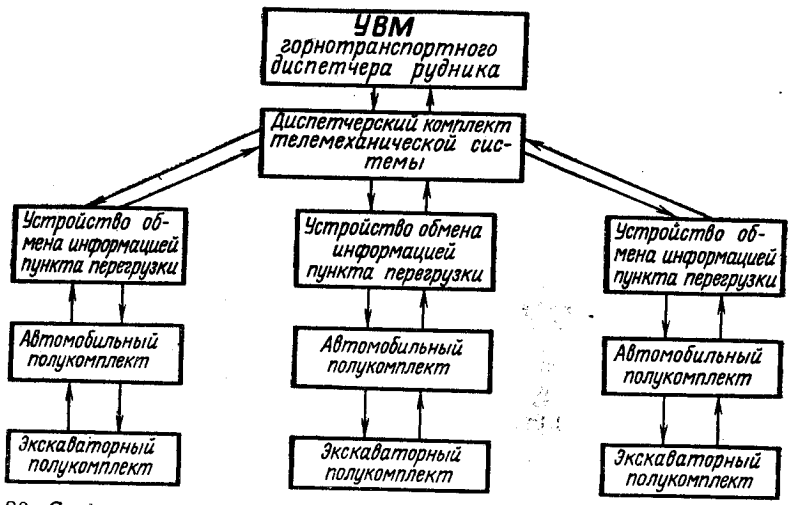


Рис. 80. Структура автоматизированной системы экскаватор — автосамосвал — перегрузочный пункт

автомобильного транспорта (рис. 79). График строится таким образом, чтобы подготовка экскаватора и перерывы в рабочее время, вызванные передвижками, техническим осмотром и др. совпадали с такими же операциями автосамосвалов. Взаимно увязывается также работа автотранспорта с работой механизмов перегрузочного пункта (осмотр, смазка, ремонт и др.). До исполнителей график доводится в виде расписания, где отражаются последовательность действия механизмов и продолжительность операций.

При построении графиков необходимо учитывать время на маневрирование автосамосвалов у экскаватора и на перегрузочном пункте, время на смену водителей, очистку кузовов, холостые пробеги до гаража и обратно, заправку дизельным топливом, смазкой и др. Это время простоев относить либо ко времени оборота автосамосвала, либо учитывать при расчете числа рейсов.

По мере изменения расстояния перевозок автосамосвалами необходимо оперативно пересчитывать потребность в автомобилях и производить соответствующую корректировку графика работы автотранспорта. Однако даже при правильном построении графика работы автомобилей могут иметь место нарушения равномерности транспортного процесса из-за выхода из строя, мелких неполадок, необходимости заправки автомобилей, нужд водителя и др. Для устранения таких нарушений должны предусматриваться резервные автомобили. Что касается перегрузочных пунктов, то здесь желательно иметь резервные емкости в виде отсеков бункеров, приемных емкостей и др.

Организация движения автосамосвалов на карьере корректируется диспетчером при помощи громкоговорящей радиосвязи или путем установки приемо-передаточных радиостанций на автомобилях. В последнее время на ряде карьеров применяются автоматизированные системы управления автомобильным транспортом (рис. 80) с использованием радио и световых сигналов.

Для наблюдения за движением автомобилей на основных пересечениях дорог устанавливаются телекамеры, передающие изображение на экран диспетчерской телевизионной установки.

Особенно четкое взаимодействие автомобильного и железнодорожного транспорта требуется при непосредственной перегрузке горной массы из автосамосвалов в думпкары. Для ритмичной работы перегрузочного пункта перегрузочная площадка или эстакада должна обеспечивать возможность свободного маневра для автосамосвалов, их подъезда и разгрузки. При этом места перегрузки, путевое развитие и оперативная смена локомотивосоставов должны обеспечивать постоянное наличие на перегрузочном пункте порожних локомотивосоставов. Обмен локомотивосоставов должен осуществляться по графику, увязанному с графиком работы автомобильного транспорта. Обмен локомотивосоставов должен осуществляться следующим образом. Груженый локомотивосостав должен уводиться с перегрузочного пункта маневровым или магистральным локомотивом. Локомотив, подающий порожние думпкары под погрузку не должен

задерживаться под погрузкой, а должен транспортировать груженый локомотивосостав к месту назначения. Этим достигается сокращение времени простоев локомотивов на 30—40% по сравнению с безотцепочной работой локомотивов, при которой простои последних достигают 50% рабочего времени.

При непосредственной перегрузке из автосамосвалов в думпкары в каждый думпкар разгружается одновременно один автосамосвал, что объясняется удобствами подъезда автосамосвалов, необходимостью смягчения динамических нагрузок на думпкары от падающего груза и др. Преимуществом такой организации перегрузки является одновременность загрузки всех думпкаров.

На усреднительных рудных складах осуществляется регулирование разгрузки автосамосвалов в зависимости от сортности руды. В зависимости от общего объема перевозок, количества сортов руды на перегрузочном пункте предусматривается 2—3 экскаватора. Наличие нескольких экскаваторов облегчает маневрирование локомотивосоставов, сокращает простои автосамосвалов.

Для четкой организации работы перегрузочного пункта, а также в случаях селективной погрузки или шихтовки горной массы каждый груженый автосамосвал при подъезде к площадке или эстакаде должен получать световую или звуковую информацию, сообщающую о свободной стороне перегрузки, стороне заезда, порядковом номере думпкара, в который необходимо произвести перегрузку и др. Подача информации может осуществляться от диспетчерского пункта, оборудованного следящей телевизионной установкой в районе эстакады. Телекамерами обычно оборудуются и железнодорожные составы. При высоком темпе ведения перегрузочных работ требуется резерв подаваемых на погрузку думпкаров, который предусматривается при составлении графика движения поездов. Для оперативного руководства диспетчеру сообщаются все необходимые сведения по движению поездов, производству перегрузочных и разгрузочных операций, а также сведения, связанные с неполадками в процессе движения поездов, неравномерностью загрузки думпкаров и др.

Эффективность работы комбинированного транспорта на карьерах в значительной мере определяется системой учета. Для учета перевозимой горной массы на карьерах с автомобильным и конвейерным транспортом широкое применение получили взвешивающие устройства (стационарные и встроенные). Встроенные взвешивающие устройства устанавливаются непосредственно на автомобиле и работают по принципу замера давления в пневмогидравлических подвесах или цилиндрах опрокидывающего механизма. Как правило, встроенное взвешивающее устройство работает в сочетании с записывающим прибором или передающими радиоустройствами.

На конвейерном транспорте устройства взвешивания транспортируемой горной массы могут применяться вместе с интегрирующими приборами и самописцами.

В процессе работы комбинированного транспорта необходимо регистрировать массу транспортируемой горной массы, начало

и окончание работы транспортного оборудования, число рейсов автосамосвалов, продолжительность и степень загрузки конвейера, число рейсов локомотивосоставов и простои машин. Как показали исследования, регистрация и учет таких показателей, как число ковшей, время разгрузки автосамосвалов и время чистого движения чрезмерно перегружают работников управления и ухудшают оперативность.

Организация работы перегрузочных пунктов при скиповом и конвейерном транспорте менее сложна, чем при железнодорожном транспорте. К перегрузочным пунктам при этих видах транспорта предъявляются требования наличия достаточного перегрузочного фронта с учетом необходимого резерва и бесперебойной работы перегрузочных механизмов и дробильно-грохотильных устройств, остановки которых на техническое обслуживание и ремонты согласовываются с работой всего транспортного комплекса. Для бесперебойного питания конвейеров и скипов горной массой производительность первого звена принимается с резервом 10—15%. Большинство скиповых и конвейерных установок имеет также запас емкости приемного бункера. В свою очередь, там, где это целесообразно, вместо одной конвейерной линии прокладываются две, обеспечивающие более высокую надежность работы конвейерного транспорта.

Значительные трудности вызывает перенос дробильно-грохотильных установок, перемещение нижних станций и подъемников, наращивание конвейеров, железнодорожных путей и др. Эти операции выполняются по заранее разработанным программам и сетевым графикам, в которых предусматривается объем, время подготовки, выполнения и совмещения отдельных работ по демонтажу узлов и оборудования, перенесению их на нижележащий горизонт, сооружению и монтажу установки, удлинению транспортных коммуникаций и др. При этом, как правило, предусматриваются весьма жесткие сроки строительно-монтажных работ, что требует особой тщательности и детальности в составлении графика. Наиболее трудоемкими и длительными являются работы по переносу дробильно-грохотильных установок большой мощности. При составлении графика переноса таких перегрузочных пунктов необходимо предусматривать использование резервной дробилки в момент переноса, заблаговременный монтаж резервной дробилки, совмещение выполнения разборочных, построечных, демонтажных и монтажных работ, использование вспомогательных механизмов при переносе узла, устройство подъездных коммуникаций к перегрузочному пункту и др. Это позволяет создать условия для бесперебойной и одновременной работы двух дробилок при наличии резервной дробилки в течение почти всего срока эксплуатации (за исключением времени, необходимого для переноса самой дробилки).

Для увязки работы всех видов транспорта, участвующих в комбинации, с работой выемочно-погрузочного, складского, обогатительного и другого оборудования, работающего на карьере, составляется комплексный график, в котором увязываются все частные графики, претерпевающие при этом некоторые корректировки и изменения.

§ 6. Надежность систем оборудования при комбинированном транспорте

Надежность транспортного оборудования определяемая его безотказностью, восстанавливаемостью, ремонтопригодностью, уровнем готовности, степенью использования во времени, характеризует его транспортирующую способность в течение рабочего времени.

Безотказность — это свойство машины сохранять работоспособность в течение определенного промежутка рабочего времени без вынужденных перерывов на ремонт (без отказов). Нарушение работоспособного состояния машины вследствие каких-либо неисправностей считается отказом. Средняя наработка на отказ t_0 равна

$$t_0 = \frac{t_2 - t_1}{m(t_2) - m(t_1)}, \qquad (111)$$

где $m(t_2)$, $m(t_1)$ — среднее число отказов за время наработки t_1 и t_2.

Среднее время $t_в$ восстановления отказа равно

$$t_в = \frac{1}{m}\sum_{i=1}^{m} t_i, \qquad (112)$$

где m — число отказов.

Приспособленность к предупреждению, выявлению и устранению отказов и неисправностей путем осуществления технического обслуживания и ремонта характеризует ремонтопригодность оборудования. Ремонтопригодность можно характеризовать отношением времени чистого выполнения операций обслуживания и ремонта к полному времени либо отношением трудоемкости выполнения этих операций (без учета затрат труда на вспомогательные операции) к полной трудоемкости. Надежность машины зависит от ее конструктивных особенностей, качества изготовления и от многочисленных факторов, характеризующих условия эксплуатации (рис. 81). Повышение безотказности, сокращение простоев в ремонте, конструктивное совершенствование, позволяющее улучшить показатели ремонтопригодности, способствуют повышению надежности оборудования.

Комплексным показателем, отражающим влияние перечисленных факторов, а также уровень организации процессов технологического обслуживания и ремонта оборудования, является коэффициент готовности, характеризующий вероятность пребывания оборудования в исправном состоянии, его работоспособность в любой произвольный момент рабочего времени. Коэффициент $K_г$ готовности оборудования равен

$$K_г = \frac{t_0}{t_0 + t_в}. \qquad (113)$$

Коэффициент готовности оборудования в отличие от коэффициента использования во времени не зависит от режима работы и других

организационных факторов. Коэффициент готовности для различных видов транспортного оборудования колеблется в широких пределах. По данным эксплуатации на карьерах Никопольского марганцевого бассейна коэффициент готовности конвейерных установок находится в пределах 0,9—0,96, а при транспортировании абразивной горной массы — 0,8—0,92. Для локомотивов EL-1, EL-2, 13E, 21E, 26E



Рис. 81. **Классификация** факторов, определяющих показатели надежности транспортных машин

и др., эксплуатируемых на угольных разрезах, $K_г = 0{,}7 \div 0{,}85$. Для автосамосвалов БелАЗ-540 $K_г = 0{,}75 \div 0{,}9$ (на Сибайском, Учалинском и Гайском карьерах) и $K_г = 0{,}8 \div 0{,}85$ (на карьерах Кривбасса).

Последовательность размещения и количество транспортного оборудования, его технологическая взаимосвязь и взаимозависимость определяются технологическими схемами. Различают следующие структурные схемы работы транспортного оборудования:

независимая, при которой характерна технологическая обособленность однотипного транспортного оборудования (локомотивосоставы, автосамосвалы);

зависимая, при которой транспортное и смежное оборудование образуют технологическую взаимосвязанную цепь (конвейерная

линия, состоящая из отдельных конвейерных установок, экскаватор—дробилка — конвейер и др.);

смешанная, при которой сочетаются независимая и зависимая работа оборудования (автомобильно-конвейерный, автомобильно-скиповой транспорт и др.).

Коэффициент готовности транспортного оборудования при его независимой работе определяется по формуле полной вероятности. Коэффициент $K_{г.\,а.\,т}$ готовности автотранспортного оборудования

$$K_{г.\,а.\,т}=\sum_{n=1}^{N} c_N K_{г.\,а}(1-K_{г.\,а})^{N-n}, \qquad (114)$$

$$1\leqslant n<N.$$

Коэффициент $K_{г.\,к.\,л}$ готовности конвейерной линии

$$K_{г.\,к.\,л}=\frac{K_{г.\,к}}{K_{г.\,к}+k'(1-K_{г.\,к})}, \qquad (115)$$

где $K_{г.\,а}$, $K_{г.\,к}$ — коэффициент готовности соответственно автосамосвалов и конвейерной линии; N — парк автосамосвалов; n — число автосамосвалов в работе; k' — число конвейеров в одной технологической линии; c_N — число сочетаний автосамосвалов по n из общего числа N.

Коэффициент готовности конвейерного транспорта из M конвейерных линий

$$K_{г.\,к.\,т}=\sum_{s=1}^{M} c_M\left[\frac{K_{г.\,к}}{K_{г.\,к}+k'(1-K_{г.\,к})}\right]^s\times$$

$$\times\left[1-\frac{K_{г.\,к}}{K_{г.\,к}+k'(1-K_{г.\,к})}\right]^{M-s}, \qquad (116)$$

$$1\leqslant s\leqslant M.$$

Если перегрузочный пункт при автомобильно-конвейерном транспорте оснащен r дробилками или грохотильными установками, то при независимой их работе коэффициент $K_{г.\,п.\,п}$ готовности оборудования перегрузочного пункта

$$K_{г.\,п.\,п}=\sum_{j=1}^{r} c_r K_{г.\,д}(1-K_{г.\,д})^{r-j}, \qquad (117)$$

$$1\leqslant j\leqslant r.$$

Коэффициент $K_{г.\,а.\,к}$ готовности оборудования автомобильно-конвейерного транспорта

$$K_{г.\,а.\,к}=\sum_{n=1}^{N} c_N K_{г.\,а}(1-K_{г.\,а})^{N-n}\sum_{j=1}^{r} c_r K_{г.\,д}\times$$

$$\times(1-K_{г.\,д})^{r-j}\sum_{s=1}^{M} c_M\left[\frac{K_{г.\,к}}{K_{г.\,к}+k'(1-K_{г.\,к})}\right]^s\times$$

$$\times\left[1-\frac{K_{г.\,к}}{K_{г.\,к}+k'(1-K_{г.\,к})}\right]^{M-s}, \qquad (118)$$

где c_r — число сочетаний дробилок по j из r; c_M — число сочетаний конвейерных линий по s из общего числа M; j, s — соответственно количество дробилок и конвейеров в работе; $K_{г.\,д}$ — коэффициент готовности дробильного оборудования.

Уровень готовности транспортных машин определяет степень их использования во времени $K_{и.\,в}$, пропускную способность всей системы, резервы парка (или резервы оборудования по производительности).

Провозная способность $П$ оборудования карьерного транспорта определяется объемом перевозок горной массы в единицу рабочего времени

$$П=Q_{ч.\,с}t_{раб}K_{г.\,с},\ т/год, \qquad (119)$$

где $K_{г.\,с}$ — коэффициент готовности системы оборудования комбинированного транспорта; $t_{раб}$ — рабочее время системы, ч; $Q_{ч.\,с}$ — часовая производительность системы оборудования при отсутствии простоев, т/ч.

Коэффициент $K_{и.\,в}$ использования транспортного оборудования во времени определяется по формуле

$$K_{и.\,в}=\frac{D_р}{T_к}\cdot\frac{K_г K_{см} t_{см} p_{см}}{(K_г\Delta t_{п.\,п.\,р}+1-K_г)K_{см}+p_{см}K_г}, \qquad (120)$$

где $K_{см}$, $p_{см}$ — коэффициент, характеризующий соответственно режим работы транспортного оборудования и ремонтной службы; $\Delta t_{п.\,п.\,р}$ — планируемые простои в связи с выполнением технического обслуживания и ремонта, приходящиеся на 1 ч работы оборудования; $D_р$ — число рабочих дней в году; $T_к$ — годовой фонд календарного времени ($T_к = 8760$), ч; $t_{см}$ — продолжительность рабочей и ремонтной смены, ч.

Коэффициент готовности конвейерной линии и степень использования конвейеров во времени уменьшается с увеличением числа

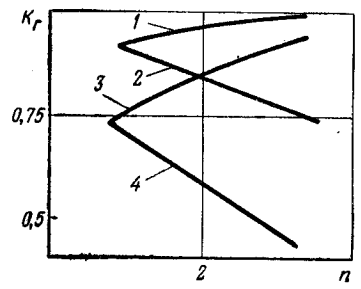


Рис. 82. График зависимости коэффициента $K_г$ готовности системы конвейерных установок от числа n конвейерных установок:

1, 2 — для коэффициента готовности конвейерной установки 0,9 соответственно при независимой и зависимой работе установок; *3, 4* — для коэффициента готовности конвейерной установки 0,7 соответственно при независимой и зависимой работе установок

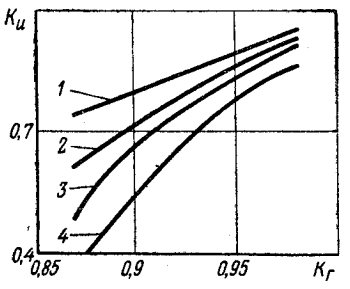


Рис. 83. График зависимости коэффициента $K_и$ использования автосамосвалов от коэффициента их готовности $K_г$ при расстоянии транспортирования $L=2$ км:

1, 2, 3, 4 — при количестве обслуживающих экскаваторов автосамосвалов соответственно 4, 7, 9 и 15

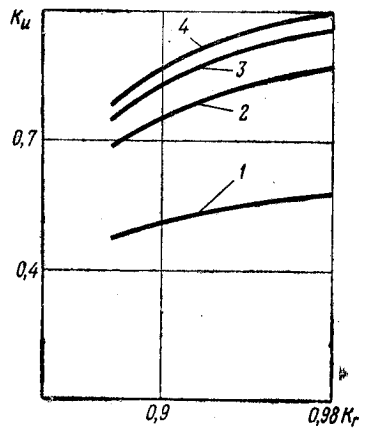


Рис. 84. График зависимости коэффициента $K_и$ использования экскаватора от коэффициента $K_г$ готовности автосамосвалов при расстоянии транспортирования $L = 2$ км:

1, 2, 3, 4 — при количестве обслуживающих экскаватор автосамосвалов соответственно 4, 7, 9, 11

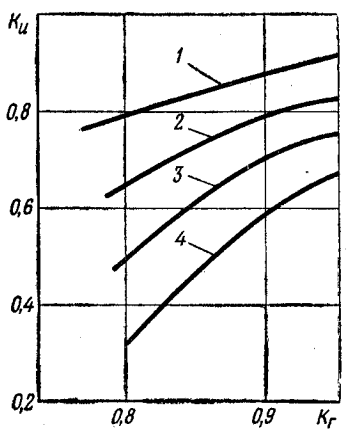


Рис. 85. График зависимости коэффициента $K_и$ использования автосамосвалов от коэффициента готовности конвейерного подъемника $K_г$ при расстоянии транспортирования автосамосвалов $L = 2$ км:

1, 2, 3, 4 — при количестве обслуживающих конвейерный подъемник автосамосвалов соответственно 4, 7, 9, 15

конвейеров в технологической цепи. Увеличение числа конвейеров при независимой их работе вызывает повышение уровня готовности всей системы конвейеров (рис. 82). Повышение уровня готовности автомобилей позволяет увеличить степень использования как самих автомобилей (рис. 83), так и смежного оборудования (рис. 84). Рост коэффициента готовности системы конвейерных линий при одной и той же емкости бункера перегрузочного пункта вызывает уменьшение резерва рабочего парка автосамосвалов при повышении степени их использования (рис. 85). Увеличение числа конвейерных линий до трех без повышения общей производительности системы позволяет в несколько раз сократить резерв рабочего парка автосамосвалов (до 8 раз). При наличии бункера и не менее двух конвейерных линий резерв рабочего парка автосамосвалов, учитывающий неравномерность работы системы конвейеров, определяется по формуле

$$K_{р.а} = 1 + \frac{(1-K_г)}{m+1}. \qquad (121)$$

ГЛАВА VII

ТРАНСПОРТНЫЕ КОММУНИКАЦИИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОМ ТРАНСПОРТЕ

§ 1. Особенности транспортных коммуникаций при комбинированном транспорте

Транспортные коммуникации при комбинированном транспорте зависят от функций, выполняемых данным видом транспорта. Автомобильные дороги, расположенные на рабочих площадках, транспортных бермах, имеют небольшой срок службы и называются временными. Временный характер имеют автодороги, связывающие рабочие горизонты с перегрузочными пунктами на карьере. Срок их службы определяется временем существования действующих горизонтов и перегрузочных пунктов. Постоянный характер, как правило, имеют автомобильные дороги, проложенные в капитальных траншеях и съездах (при расположении перегрузочного пункта на поверхности у борта карьера). Они служат весь период работы карьера или до тех пор, пока применяется данная транспортная схема. По ним обычно перемещается весь объем или значительная часть доставляемой на перегрузку горной массы. Внутрикарьерные автодороги различаются по своим параметрам, качеству покрытия и др. (табл. 66).

Временные автомобильные дороги обычно ввиду небольшой интенсивности движения имеют несколько меньшие параметры (по сравнению с постоянными). Они просты по конструкции, как правило, не имеют усовершенствованных покрытий, в редких случаях покрываются слоем щебня или мелкими фракциями пород (толщина слоя до 10—15 см). Поверхность их профилируется, планируется и укатывается. Иногда при мягком основании применяют стабилизацию пород известью, цементом и др.

Постоянные автомобильные дороги располагаются в траншеях на нерабочем борту карьера либо на борту достигшем граничного контура. Постоянные дороги имеют увеличенные параметры (рис. 86). Уклоны как на временных, так и на постоянных автодорогах

Таблица 66

Нагрузка на ось подвижного состава, кН	Характеристика временных автодорог (на рабочих площадках, временных съездах, заездах к перегрузочным пунктам)				
	Ширина проезжей части, м	Продольный уклон, ‰	Радиус кривых, м	Уширение на кривых участках, м	Мероприятия по улучшению проезжей части
100—320 (БелАЗ-540)	9,0—9,5	0—100	15—30	1,4—1,6	Тщательный дренаж, периодическая планировка, стабилизация цементом, известью, скелетными добавками (при рыхлых породах дорожного полотна)
120—150 (БелАЗ-548)	10,0—10,5	0—100	15—35	1,5—1,6	
220—820 (БелАЗ-549)	13,0—13,5	0—12	20—35	1,9—2,0	Покрытие мелкими фракциями пород (при скальных породах дорожного полотна)

Характеристика постоянных автодорог (в траншеях и полутраншеях, капитальных съездах, подъездах к станционарному перегрузочному пункту)					
Ширина проезжей части, м	Продольный уклон, ‰	Радиус кривых, м	Уширение на кривых участках, м	Породы дорожного полотна	Конструкция дорожной одежды
11,1—14,2	80—100	30—100	0,4—1,4	Рыхлые, полускальные и скальные в целике и насыпью	Двухслойное покрытие из щебня, обработанное вяжущими материалами: 1-й слой мощностью 25—50 см, 2-й слой — 10—15 см
12,5—15,3	80—100	30—100	0,5—0,6	То же	То же
16,7—20,5	80—100	30—100	0,6—2,0	То же	То же: 1-й слой мощностью 30—55 см, 2-й слой — 10—20 см

ограничиваются безопасной скоростью и условиями торможения и допускаются до 120—150‰ (как исключение, на временных съездах до 200‰). Требования к качеству состояния дорожного покрытия и конструкции автодороги становятся более жесткими с увеличением грузоподъемности автомобилей, увеличением осевых нагрузок и скорости их движения (рис. 87). В связи с этим для автомобилей

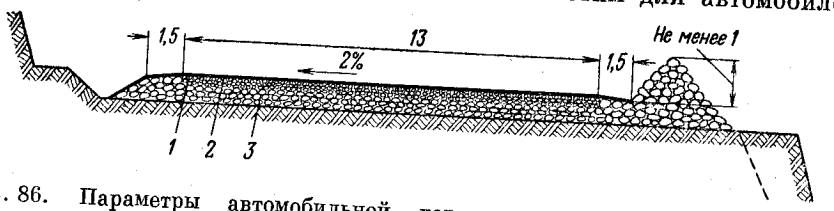


Рис. 86. Параметры автомобильной дороги со щебеночным покрытием для автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548:
1 — поверхность, обработанная вяжущими; *2* — слой щебня (высота 10 см крупностью 20—50 мм; *3* — слой щебня (высота 30 см) крупностью 50—120 мм

особо большой грузоподъемности ширина постоянных автомобильных дорог за рубежом увеличивается до 18—20 м, а в отдельных случаях при устройстве их на поверхности — до 25—26 м. Постоянные дороги строятся с усовершенствованными двух- и трехслойными покрытиями из щебня. В ряде случаев покрытие из щебня обрабатывается вяжущими материалами. Толщина слоя покрытия до 0,7—0,8 м при твердых породах основания. При большой интенсивности движения и сроке службы стационарных съездов свыше 10—15 лет обычно устраивают бетонное покрытие толщиной 60—70 см при марке бетона 350. Дальнейшее увеличение осевых нагрузок до 1500—2000 кН вызывает напряжения в покрытии до 75—80 Н/см² и необходимость увеличения толщины покрытия из щебня и бетона соответственно до 110—120 и 80—90 см. Трасса постоянных карьерных автодорог в плане состоит из кривых или прямых участков, соединенных переходными кривыми, серпантинами или круговыми кривыми. В продольном профиле преобладают переменные уклоны, при совпадении с кривыми малых радиусов предельные продольные уклоны уменьшаются (на 1—3%). В поперечном профиле ширины проезжей части автодорог на кривых участках увеличивается. Поперечный уклон бетонных и железобетонных покрытий принимается не более 2%, уклоны обочин до 4%.

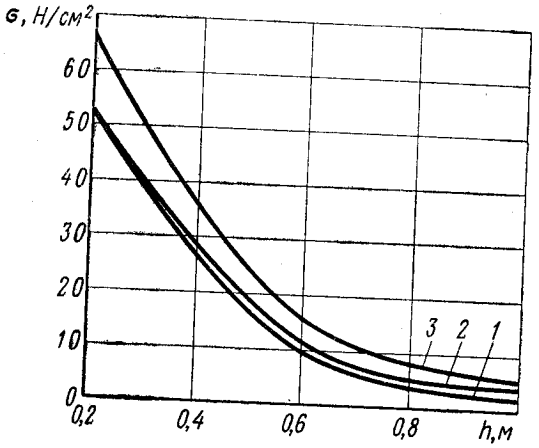


Рис. 87. График зависимости нормальных напряжений σ в дорожном покрытии из щебня от толщины h слоя покрытия:
1, 2, 3 — соответственно при движении автосамосвалов БелАЗ-540, БелАЗ-548 и БелАЗ-549

Транспортными коммуникациями при железнодорожном транспорте являются железнодорожные пути, которые связывают перегрузочные пункты с обогатительной фабрикой, складом, приемным пунктом, отвалом. При комбинированном транспорте железнодорожные пути находятся в стационарном положении весь срок своей службы, определяемой временем работы карьера, его участка или данной транспортной схемы. Временными являются лишь железнодорожные пути на отвалах и в отдельных редких случаях на складских перегрузочных пунктах. Руководящий уклон железнодорожных путей на карьерах принимается при электровозной тяге 30—45‰. При мотор-вагонной тяге и оборудовании подвижного состава специальными тормозными устройствами уклон может достигать 60—80‰. Радиус кривых не менее 180—200 м. Для достижения плавного движения локомотивосоставов длина отдельных участков продольного профиля с постоянным уклоном должна быть не менее 250—300 м.

Железнодорожные пути в карьерах как постоянные, так и передвижные в настоящее время укладываются на балласт. При нагрузках на ось 300 кН и более в качестве балласта используют щебень из крепких скальных пород, при меньших нагрузках — щебень из пород средней крепости, гравий, крупный песок, мелкие фракции вскрышных скальных пород, хвосты обогащения руд, шлаки и др. Крупность балласт не превышает 25—40 мм. Толщина балластного слоя обычно 0,2—0,3 м и только при мягких породах основания принимается до 0,45—0,5 м. Ширина балластной призмы для одноколейного пути 2,9—3 м, для двухколейного — 7—7,1 м. В зависимости от интенсивности движения, устойчивости основания, плотности пород и их влажности расход балласта изменяется от 600 до 2000 м³ на 1 км.

На карьерах до последнего времени применялись исключительно деревянные шпалы. Однако последние годы они стали вытесняться (особенно на участках постоянных путей с наиболее интенсивным движением) железобетонными шпалами. Деревянные шпалы укладывают четырех типов: шпалы типа IА и IIА — обрезные с четырех сторон, а шпалы типа IБ и IIБ — обрезные с двух сторон. Длина шпал 275 см. Применяются преимущественно пропитанные шпалы. Для ширины колеи 1524 мм количество шпал на 1 км пути составляет 1440, 1600, 1840 и 2000 шт. Железобетонные шпалы применяются на наиболее грузонапряженных постоянных путях со значительным сроком службы и грузооборотом более 1 млн. т брутто в год. Срок службы железобетонных шпал в 4—6 раз больше, чем деревянных

и достигает 30 лет. Железобетонные шпалы изготавливают с предварительно-напряженной арматурой. Рельсы к железобетонным шпалам крепятся болтами или шурупами. При большой грузонапряженности, уклонах до 60—80‰ и высоких осевых нагрузках в местах примыкания путей укладываются железобетонные плиты (рис. 88).

На постоянных путях при грузонапряженности 15—30 млн. ткм/год применяются рельсы Р-65, а при нагрузках на ось 3000 кН

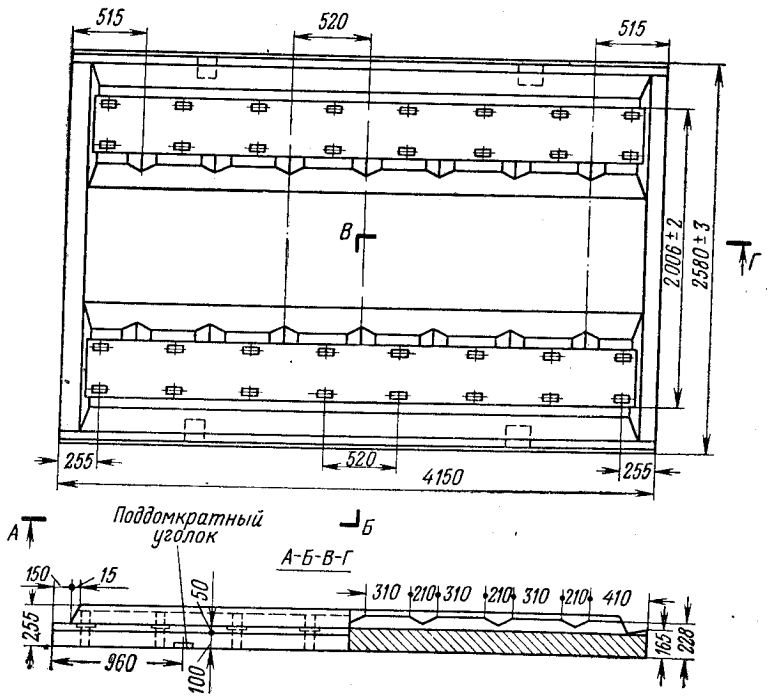


Рис. 88. Конструкция плиты для железнодорожных путей с уклоном 40—80‰ и осевой нагрузкой 30—40 т

и более и грузонапряженности до 40 млн. ткм/год и выше — рельсы Р-75. Рельсы Р-43 и Р-50 используют только на некоторых передвижных забойных и отвальных путях небольшой грузонапряженности.

В последнее время на постоянных путях большой протяженности укладывают сваренные рельсы, длина которых достигает 50 м. Уменьшение числа стыков обеспечивает плавность хода и позволяет увеличить скорость движения локомотивосоставов.

§ 2. Вид и расположение транспортных коммуникаций и трасс

Транспортные коммуникации на карьерах, к которым относятся постоянные и временные автомобильные дороги и железнодорожные пути, укладывают по определенным схемам с переменным уклоном

и радиусом закруглений в зависимости от рельефа местности, конфигурации месторождения, формы и мощности залежи, физико-механинических свойств полезного ископаемого и пустых пород, глубины разработки, применяемых при разработке погрузочных и транспортных средств. Схема транспортных коммуникаций выбирается исходя из условия преодоления расстояния по кратчайшему направлению с оптимальным допустимым уклоном (особенно в направлении с грузом). Уклон в направлении с грузом принимается с учетом тяговых способностей подвижного состава. Радиус закруглений принимается исходя из условия обеспечения нормальных условий движения с установленной скоростью.

Транспортные коммуникации, связывающие забои с перегрузочными пунктами, обычно представляют собой различного вида (прямые, петлевые, спиральные) съезды и заезды (рис. 89).

При комбинированном транспорте стремятся устраивать съезды прямолинейного или криволинейного вида, обслуживающие несколько разрабатываемых горизонтов. Петлевые и спиральные съезды применяют при доработке месторождений, когда значительно увеличивается расстояние перевозок автотранспортом, а перенос перегрузочного пункта нецелесообразен. Петлевые и спиральные съезды часто имеют две трассы: одна служит для движения с грузом, а вторая (с бо́льшим уклоном) — для

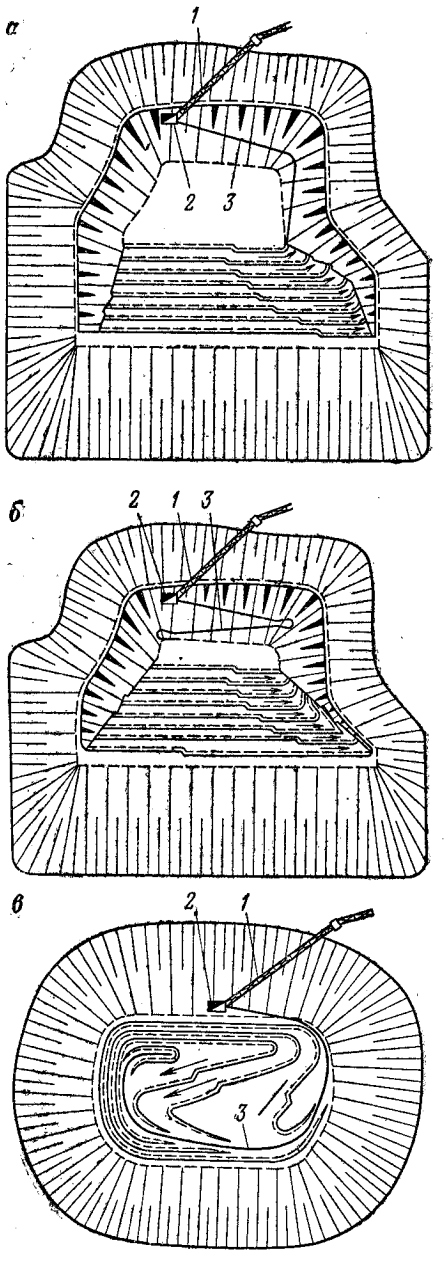


Рис. 89. Схема расположения прямой (*а*), петлевой (*б*) и спиральной (*в*) трассы автодороги к перегрузочному пункту на карьере:

1—конвейерный подъемник; *2*—перегрузочный пункт; *3* — трасса автодороги

движения без груза. Обе трассы прокладываются по одному или двум бортам и имеют один выезд у перегрузочного пункта. Прямолинейные съезды применяют при небольшой глубине разработки. Наиболее часто используются тупиковые, спиральные и смешанные съезды, располагаемые на одном или двух противоположных бортах карьера. Выбор их зависит от формы, размеров, угла падения залежей и принятой системы разработки месторождения.

Определенную специфику имеет выбор места для расположения скиповых и конвейерных подъемников установок на карьерах. Трассы капитальных траншей для наклонных конвейерных подъемников устраиваются скользящими или размещаются на торцевых бортах карьера. В случаях достижения одним из бортов предельного положения они располагаются на нем стационарно. В этих случаях иногда значительно увеличивается расстояние перевозок автомобильным транспортом. Для сокращения расстояния перевозок автомобильным транспортом иногда используют соединительные конвейеры. Тогда конвейерный подъемник устанавливается стационарно, а перегрузочный пункт перемещается. С целью сокращения расстояния перевозок автомобильным транспортом в ряде случаев по мере углубления горных работ (особенно в моменты перемещения перегрузочных пунктов) экономически выгодно производить переукладку конвейерных подъемников в новое положение. При этом для обеспечения непрерывной работы карьера при круглогодовом режиме работы необходимо иметь два (и более) конвейерных подъемника, один из которых будет находиться в работе, другой — в монтаже. В случае необходимости переукладки конвейерного подъемника по мере углубления горных работ положение бортов карьера рассматривается в динамике. При этом могут различаться положения, когда осуществляется полная или частичная переукладка конвейеров.

Скиповые подъемники обычно устанавливают на нерабочем борту стационарно. При выборе местоположения скиповых подъемников должна учитываться не только возможность их эксплуатации в выбранном месте возможно более длительный период (или весь период работы карьера), но и возможность сохранения на известный период существующих коммуникаций применявшегося до этого вида транспорта, приведения борта в стабильное или конечное положение с принятием мер по предотвращению возможных оползней, просадок и др., расположения по возможности в центре сосредоточения подлежащей транспортированию горной массы, соблюдения оптимального расстояния перевозок автомобильным транспортом и минимального расстояния до обогатительной фабрики и отвалов, а также обеспечения минимального объема горно-капитальных работ по устройству трассы подъемника.

Выбор оптимальной трассы конвейерного или скипового подъемника является многовариантной задачей. При составлении проекта не представляется возможным рассмотреть большое число вариантов и принятая трасса не всегда является оптимальной. Поэтому в каждом конкретном случае должны быть составлены алгоритмы для различного положения трасс на нерабочих и торцевых бортах карьера. Критерием для выбора оптимальных трасс должен служить уровень приведенных затрат за весь срок существования карьера с учетом фактора времени. Окончательный выбор варианта должен производиться путем сравнения вариантов. При этом должны учитываться затраты на приобретение и содержание оборудования, строительство и содержание траншей, переноску подъемников (при необходимости).

Приведенные затраты S определяются по формуле

$$S = \frac{C_{э.в} + C_{э.д}}{Dt} + \frac{(C_{к.в} + C_{к.д})\,E_н}{Dt}, \qquad (122)$$

где $C_{к.в}$, $C_{к.д}$ — суммарные капитальные затраты соответственно на вскрышные и добычные работы за период t оптимизации параметров карьера, приведенные к моменту ввода карьера в эксплуатацию; $C_{э.в}$, $C_{э.д}$ — суммарные эксплуатационные расходы соответственно на вскрышные и добычные работы за период t оптимизации параметров карьера, приведенные к моменту ввода карьера в эксплуатацию; D — годовая производительность карьера, т.

§ 3. Устройство трасс при конвейерном и скиповом транспорте

Трассы конвейеров при комбинированном транспорте располагаются по борту карьера как в открытых, так и в подземных выработках. Если угол откоса борта карьера не превышает допустимого угла подъема трассы ленточных конвейеров, последняя располагается нормально к борту с минимальными выемками и насыпями. На карьерах, разрабатывающих крутые залежи, для укладки конвейеров, как правило, приходится проходить траншеи (рис. 90). При диагональном расположении трасс конвейеры устанавливают в полутраншеях и полунасыпях, на эстакадах небольшой высоты, местами их укладывают в коробах, располагаемых под другими транспортными коммуникациями. Диагональное и криволинейное расположение трасс является наиболее распространенным, так как позволяет иметь наименьший объем горно-строительных работ. Особенно большой объем горных работ (несколько сотен тысяч кубометров) при проходке траншей внешнего заложения.

В табл. 67 приведены наиболее часто встречающиеся значения угла наклона конвейерных трасс.

При крепких устойчивых породах в бортах карьеров и необходимости выполнения в них большого объема горных работ, а также невозможности размещения конвейеров на борту (особенно в тех случаях, когда по нему проходят транспортные коммуникации или он находится в движении) конвейеры устанавливают в наклонных тоннелях и стволах (табл. 68), проходимых по кратчайшему направлению. Реже конвейеры устанавливаются в горизонтальных выработках, соединяющих карьер с вертикальным шахтным стволом, по которому осуществляется подъем горной массы. При расположении конвейеров в наклонных туннелях и стволах уменьшается

объем горных работ, исключается возможность пересечения транспортных и других поверхностных коммуникаций, лучше сохраняется трасса от влияния сдвижения горных пород и нарушений при массовых взрывах, исключается влияние наружных температур, осадков и др. Туннели, как правило, проходятся на отдельных участках с целью спрямления трассы и снижения объема горно-капитальных работ. При проходке наклонных стволов обычно предусматривается их постепенное углубление в процессе разработки, а также проходка горизонтальных выработок, расположенных или на уровне подошвы карьера, или ниже ее. В первом случае транспортирование горной

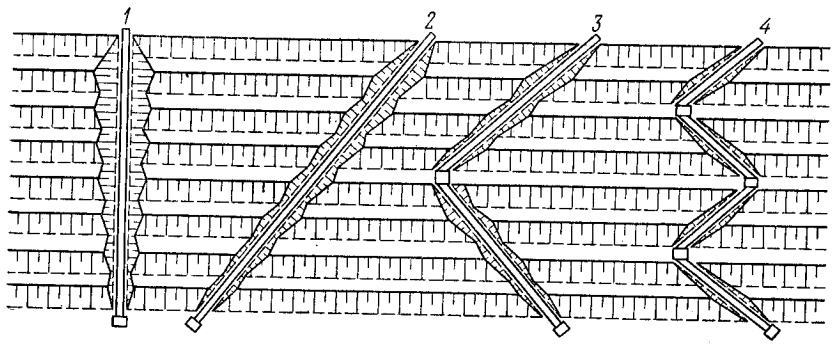


Рис. 90. Схема расположения конвейерных наклонных подъемников относительно борта карьера:

1, 2, 3, 4 — соответственно нормальное, диагональное, криволинейное, зигзагообразное расположение

массы к стволу осуществляется конвейерами, установленными в штольнях, которые соединяют карьер и ствол. Во втором случае производится перепуск руды на горизонтальные выработки по рудоспускам (рис. 91). Перегрузочные пункты располагаются или на поверхности, или под землей. Наклонные туннели и стволы торкрети-

Таблица 67

Горная масса	Угол наклона конвейерной трассы, градусы		
	номинальный	фактический	предельный
Крупнодробленая железная руда . . .	14—15	16	17—18
Крупно- и среднедробленая медная руда	13—14	15—16	17
Различного рода дробленая руда . . .	13—15	15—16	17—19
Крупнокусковой уголь	16	18	22
Крупнокусковой уголь в смеси с мелочью	18	20	24
Сухие глинистые породы	16	16—18	18—19
Влажные глинистые породы	17	18—19	20—22
Скальные породы различной крупности	15—16	16—17	19
Влажный песок	17	17—18	18—20

Таблица 68

Карьер	Характеристика руд и вмещающих пород	Глубина карьера, м	Годовая производительность карьера по руде, тыс. т	Тип подземной выработки, рабочий горизонт карьера, характеристика ленточного конвейера
«Торнтон» (США)	Осадочные породы, диабазы и гранитопорфиры средней крепости	140	1800	Наклонный ствол с ленточным конвейером (ширина ленты 762 мм)
«Кэленд Ор» (Канада)	Гематит ниже средней крепости	120	3850	Наклонный и вертикальный ствол с бетонным креплением. В наклонном стволе установлен ленточный конвейер (ширина ленты 914 мм)
«Алгома Стил» (Канада)	Сидерит крепкий	90	—	Наклонный ствол с ленточным конвейером (ширина ленты 914 мм), стенки ствола торкретированы
«Спрус» (США)	Гематит, сланцы, рыхлые породы	120	4200	Наклонный ствол, закрепленный тюбингами. В стволе установлены два ленточных конвейера длиной по 466 м и один конвейер длиной 435 м, высота подъема 118 м (ширина ленты 762 мм). Производительность 750 т/ч. Высота подъема 118 м
«Кананиа» (Мексика)	Медная руда средней крепости	150	—	Наклонный ствол с ленточным конвейером длиной 725 м (ширина ленты 1219 мм)
«Фруд Стоби» (Канада)	Медно-никелевая руда средней крепости	180	—	Наклонный ствол, закрепленный бетоном, с ленточным конвейером длиной 660 м
«Бату-Арапг» (Малайзия)	Бурый уголь средней крепости	50	2000	Наклонный ствол (угол наклона 10° 30′) с ленточным конвейером длиной 130 м

руются (при крепких породах) и крепятся бетонной, тюбинговой и железобетонной крепью (при менее устройчивых породах). Они обычно имеют ширину 3,5—5,5 м и рассчитаны на установку 1—2 конвейеров, устройство прохода для обслуживания и ремонта их, а также на установку фуникулера для перевозки людей и материалов.

В Советском Союзе наиболее крупный (длина около 1000 м) конвейерный подъемник в наклонном стволе сооружен на буроугольном

карьере (г. Коркино) комбината «Челябинскуголь». Он оборудован конвейером с лентой шириной 1600 мм. Наклонный ствол закреплен бетоном и имеет ширину в свету 5,2 м. На Ингулецком железорудном карьере пройден наклонный ствол длиной 450 м, в котором размещен конвейер с лентой шириной 2000 мм. Сечение ствола в свету 5,6 м (рис. 92).

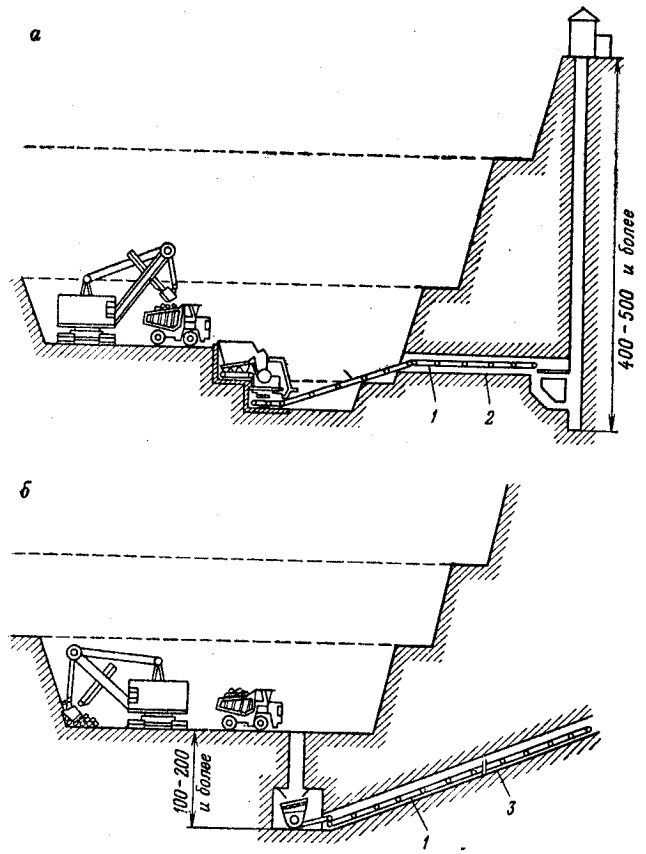


Рис. 91. Схема применения автомобильно-конвейерного транспорта на карьере с расположением ленточного конвейера в штольне (*а*), наклонном стволе (*б*):
1 — ленточный конвейер; *2* — штольня; *3* — наклонный ствол

Проходка наклонных стволов связана со значительными трудностями, занимает много времени и является весьма дорогостоящей. При установке конвейеров в подземных выработках особенно сложным является устройство перегрузочных пунктов с одного конвейера на другой (в тех случаях, когда линия подъема состоит из нескольких ставов). Такой перегрузочный пункт требует устройства камеры со значительной площадью обнажения, вентиляции и сложных обес-

пыливающих устройств. Сложность проходки наклонных стволов часто дополняется недостаточной устойчивостью и пучением пород, что требует применения податливого крепления и сложной формы сечения ствола, обеспечивающей хорошее сопротивление боковому давлению. Для сечения с обратным (нижним) сводом требуется укладка до плоскости установки конвейеров тощего бетона с целью противодействия пучению и возможному смещению вниз по наклону в случае применения малосвязных материалов.

Проходка стволов в мягких и слабоустойчивых породах требует применения специальных методов проходки (в отдельных случаях с применением замораживания). Все это отражается на сроках подготовки нижних горизонтов и на стоимости проходки стволов, нередко превышающую в 1,5—1,6 раза стоимость проходки траншей. Поэтому устройство наклонных стволов для установки в них ленточных конвейеров можно рекомендовать преимущественно в крепких, устойчивых, ненарушенных породах и при значительном заглублении ствола от поверхности борта карьера. Преимуществом размещения конвейеров в наклонных стволах является возможность укрытия конвейеров от влияния атмосферных условий. В тех случаях, когда проходка траншей и стволов становится весьма дорогой, для

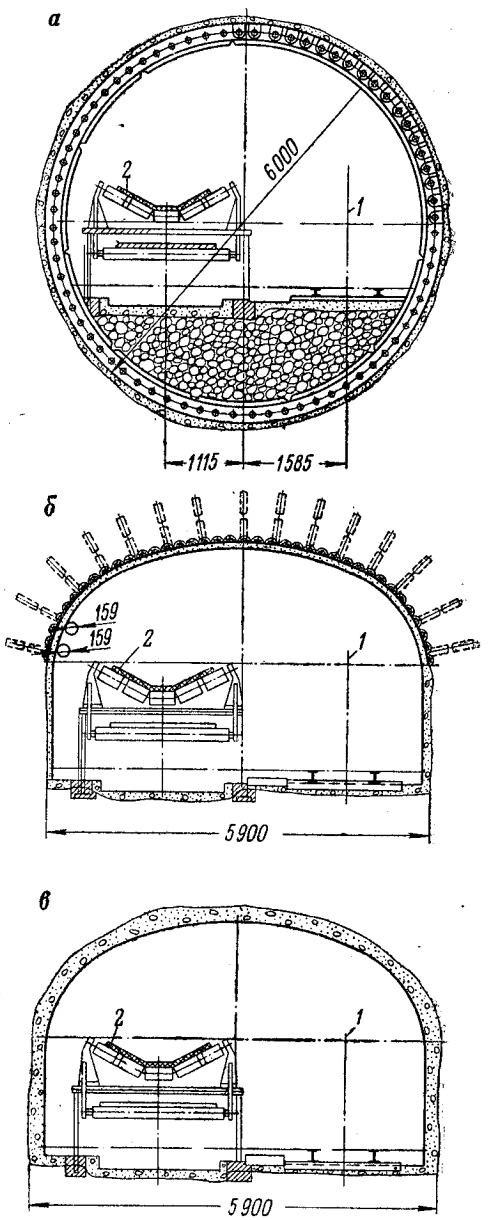


Рис. 92. Сечение наклонных конвейерных стволов, закрепленных тюбингами (*а*), торкрет-бетоном со штангами и металлической сеткой (*б*), бетоном (*в*):
1 — ось фуникулера; *2* — ленточный конвейер

размещения конвейеров применяют эстакады (рис. 93). Последние наиболее распространены на карьерах США, где они заменяют наклонные стволы и используются для компенсирования несоответствия угла борта карьера предельному углу подъема конвейеров. Эстакады обеспечивают возможность пересечения конвейерной линией других транспортных коммуникаций. При сооружении эстакад используются трубчатые конструкции из труб диаметром 300—600 мм. На трубчатой стойке вдоль эстакады укладывается труба, на которой размещается площадка с боковыми мостками по краям. Такие конструкции имеют меньший вес и стоимость, лучшее сопротивление ветровой нагрузке

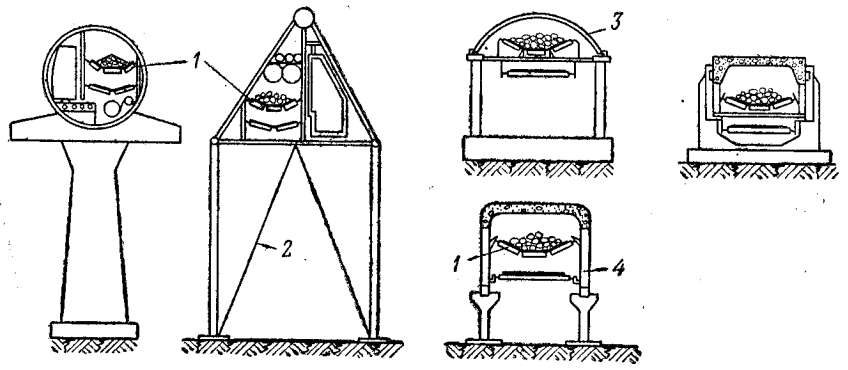


Рис. 93. Расположение конвейеров на эстакадах:
1 — роликоопоры гирляндные; *2* — растяжка; *3* — фанера, стальной лист и др.; *4* — окно (окна устраиваются через 6 м)

и влиянию коррозии. Внутренняя часть трубы служит для размещения электрокабеля. Высота эстакад 12—15 м (достигает 50 м). Эстакады представляют собой металлические и сборные железобетонные конструкции. При небольшом сроке эксплуатации они сооружаются из дерева. Перегрузочные пункты делаются несгораемыми. При деревянных галереях они выполняют роль противопожарных разрывов. В случае длинных галерей (более 100 м) несгораемые разрывы делаются между перегрузочными пунктами. Наиболее часто эстакады сооружают из металлических конструкций, опирающихся на отдельные бетонные фундаменты, реже из сборных железобетонных элементов. В последнее время часто сооружают эстакады Т-образного типа с расположением галереи на одной железобетонной опоре. Кровлю и стенки галереи делают из волнистого железа, шифера и других несгораемых материалов. Минимальные размеры галереи: расстояние от выступающих частей конвейера до стенки 600 мм; расстояние для прохода людей не менее 800 мм; зазор между двумя смежными конвейерами (в случае необходимости их обслуживания) 900 мм; высота галереи 2200 см и более. Галереи в районах с суровыми зимами обычно строятся утепленными, а в отдельных случаях отапливаемыми. Привод конвейера с электрооборудованием всегда располагается в утепленном, а при холодном климате в отапливаемом

помещении. Привод конвейера, концевая часть, а также переходные секции обычно монтируются на фундаментах.

Конвейеры, устанавливаемые непосредственно в траншеях, также устраиваются с укрытиями. Для этой цели используют съемные полукруглые желоба, выполненные из волнистого металла (обычно алюминиевые), или покрытия из тонких железобетонных плит, опирающихся на бетонные опоры, устанавливаемые у рамы конвейера. Делают также специальные короба по габаритам траншеи.

Располагающиеся на подошве траншеи конвейеры обычно устанавливаются на фермах, монтируемых на фундаментах, а иногда на соединенных между собой металлических решетчатых секциях (обычно из профильного железа), укрепленных на шпалах, связанных продольными рельсами.

При большой длине конвейерной линии капитальные и особенно эксплуатационные затраты снижаются с увеличением длины конвейерных ставов. Увеличение длины конвейеров позволяет уменьшить число приводов, натяжных устройств, перегрузок и повысить надежность работы конвейерной линии. В то же время увеличение длины конвейеров вызывает необходимость повышения прочности ленты, что связано с ее удорожанием. Поэтому для определения оптимальной длины конвейеров выполняются специальные расчеты с использованием ЭВМ. Наиболее часто в целях унификации оборудования на конвейерах устанавливают приводы одинаковой мощности, ленту одинаковой ширины и прочности и варьируют длиной отдельных ставов в зависимости от угла наклона конвейеров и нагрузок. В общем виде ориентировочно длина конвейера $L_к$ может быть определена по формуле

$$L_к = \frac{36CBk_{доп}v_л}{Q_к(W_0 + \sin\beta)}, \text{ м}, \qquad (123)$$

где $Q_к$ — производительность конвейера, т/ч; $v_л$ — скорость движения ленты, м/с; B — ширина ленты, м; $k_{доп}$ допустимая нагрузка на растяжение на 1 см ширины ленты, Н/см; C — коэффициент, зависящий от угла обхвата лентой барабана и сцепления ленты с барабаном (для двухбарабанного привода при угле обхвата 360° C = = 0,700 ÷ 0,715); W_0 — коэффициент сопротивления движению (W_0 = 0,005 ÷ 0,007); β — угол наклона конвейера, градусы.

Устройство трассы для скипового подъемника состоит из проходки траншеи или отдельных прорезей в борту карьера и укладки железнодорожного пути. При несоответствии угла борта карьера уклону пути скипового подъемника в одной части трассы делают выемку, в другой — насыпь или делают трассу с переменным углом наклона.

Проходку траншеи или прорези в скальных породах производят с применением буровзрывных работ. Взорванная горная масса бульдозерами (для безопасности бульдозеры закрепляются на канатах) перемещается к рабочим площадкам уступов и грузится в транспортные средства. Неровности выравнивают подсыпкой балласта. Обычно балласт в нижней части более крупный, а сверху крупностью не более 15—20 см.

При устройстве трассы скиповых подъемников применяется несколько различных видов подрельсовых оснований. При угле наклона трассы, равном наименьшему углу естественного откоса балласта (менее 36°), рельсы укладывают на деревянных или железобетонных шпалах. Длина шпал от 2,2 до 5,5 м. На 100 м укладывают от 130 до 160 шпал. Для предотвращения угона шпалы закрепляются с помощью металлических сквозных штырей, забиваемых в пробуренные шпуры. На ряде зарубежных карьеров при угле наклона скипового подъемника до 35—36° и грузоподъемности скипов 20—

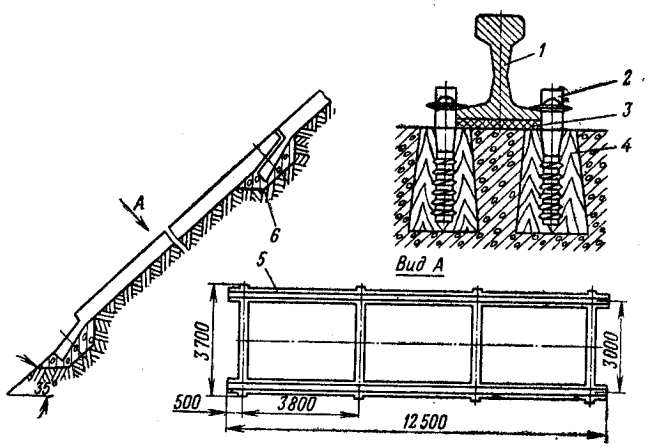


Рис. 94. Подрельсовое основание скипового подъемника из железобетонных рам:

1 — рельс Р-50; *2* — шуруп; *3* — резиновая прокладка; *4* — дюбель; *5* — железобетонная рама; *6* — упор

40 т рельсы укладываются на деревянных шпалах, пропитанных креозотом. Железобетонные (обычно струнобетонные) шпалы укрепляются на балластном слое путем заливки бетоном. Известны также примеры укладки железнодорожного пути на железобетонных полушпалах.

При угле наклона трассы более угла естественного откоса балласта возможны следующие устройства подрельсовых оснований:

рамно-лежневое основание (блок из двух лежней с двумя вкладышами между ними);

основание из железобетонных рам (рельсы закрепляются на раме длиной 12,5 м с прокладкой из резины);

ленточный бетонный фундамент для укладки одной колеи, выполняемый из бетона марки 300 с металлической сеткой. Он обеспечивает равноупругость и стабильность бесстыкового рельсового пути. Однако применение железобетонных рам обеспечивает меньшую трудоемкость и сложность устройства (рис. 94). Иногда решетка рельсового пути представляет стальную раму, опирающуюся на железобетонные фундаменты. На металлической раме к стальным шпалам укрепляются рельсы. Применение такой конструкции целесообразно,

если вместо устройства выемок или насыпей необходимый угол скипового пути обеспечивается за счет различной высоты бетонных фундаментов. Такая конструкция железнодорожного пути скипового подъемника применяется на Сибайском карьере. Строительство пути осуществлялось следующим способом. Звено из рельсов Р-50 длиной 12,5 м, состоящее из 4 деревянных и одной металлической шпалы, устанавливалось на металлических опорах, укрепленных в шпурах на подошве траншеи. После установки опалубки подрельсовое пространство заливалось бетоном. Путь строился сверху вниз.

На зарубежных скиповых подъемниках наибольшее распространение получили колея шириной 318 и 380 см и рельсы массой до 59,8 кг/м.

На скиповых подъемниках всех типов для обслуживающего персонала, проверяющего состояние рельсового пути, устраивается пешеходная дорожка. При небольшом уклоне пути дорожка покрывается щебнем. Если путь имеет большой наклон, устраивается ступенчатая дорожка, а сбоку нее устанавливаются перила.

§ 4. Перевозка оборудования, материалов и людей при комбинированном транспорте

При работе железнодорожного транспорта оборудование и материалы перевозятся теми же тяговыми средствами, которыми осуществляется перевозка горной массы. Для этого применяются специальные вагоны, к числу которых относятся платформы, используемые для перевозки бульдозеров, станков, запасных частей, бурового инструмента, т. е. грузов относительно небольшой массы. Двухосные платформы имеют грузоподъемность 18 и 20 т, а четырехосные — 50 и 60 т. Кроме обычных платформ применяют платформы специального назначения. К их числу относятся платформы-транспортеры, которые отличаются низким расположением погрузочной площадки, что облегчает погрузку и разгрузку и позволяет полнее использовать габарит по высоте. Грузоподъемность восьмиосной платформы-транспортера 70—80 т, двенадцатиосной — 110—150 т.

Перевозку мелкого оборудования, отдельных агрегатов, узлов, инструмента, а также некоторых материалов целесообразно осуществлять автомобилями. Для движения автомобильного и тракторного транспорта устраивают автосъезды. Автосъезды позволяют транспортировать материалы и оборудование автомобилями непосредственно к месту работы и исключить погрузочно-разгрузочные операции на железнодорожном транспорте. Стоимость устройства автосъездов незначительна, так как они создаются во время спуска экскаватора с верхних горизонтов на нижние. Автосъезды строятся со значительно бо́льшими уклонами, чем магистральные карьерные автодороги. Выезды из карьера имеют уклон 120—130‰, а спуски — до 200‰ и более. Автосъезды предназначены для двухполосного встречного движения. Устройство автосъездов целесообразно предусматривать при всех видах комбинированного транспорта. При комбинации

автомобильного транспорта с конвейерным и скиповым транспортом для связи с поверхностью автотранспорт становится необходимым. При конвейерном транспорте (если не располагать специальными автомобилями) невозможно из карьера вывезти, а также доставить в карьер нужные материалы и оборудование. Автосъезды необходимы также для доставки в карьер средств самого автомобильного транспорта — автосамосвалов, тягачей, полуприцепов, которые работают в комбинации с другим видом транспорта.

Для перемещения тяжелых крупногабаритных грузов используют специальные прицепы-трайлеры, что значительно ускоряет доставку их к месту работы и позволяет предохранить ходовую часть гусеничных машин от износа. В табл. 69 приведена характеристика прицепов — тяжеловозов Челябинского завода. В качестве тягачей могут быть применены тягачи на базе автосамосвалов БелАЗ-548В, а при больших подъемах на базе автосамосвалов БелАЗ-549В.

Таблица 69

Показатели	Прицепы-тяжеловозы		
	ЧМЗАП-5208	ЧМЗАП-5212 *	ЧМЗАП-5530
Грузоподъемность, т	40	60	120
Собственная масса, т	12,7	14,5	40,0
Размеры, мм:			
длина с дышлом	9330	11 370	21 500
ширина	3200	3300	3250
высота	1780	1870	3500
Погрузочная высота, мм	1140	1000	500
Размеры погрузочной платформы, мм:			
длина	3300	5500	9000
ширина	3200	775	4000
База, мм	4650	5400	14 500
Колея, мм:			
по наружным колесам	—	2482	2845
по внутренним колесам	—	778	1532
Дорожный просвет, мм	—	195	300
Число осей:			
передних	3	3	6
задних	8	8	12
Размер шин	8.25—20″	—	14.00—20″
Максимальная скорость движения, км/ч:			
без груза	40	32	25
с грузом	15	10	5

* Прицеп ЧМЗАП-5212 имеет две погрузочные платформы.

Наряду с автомобилями перевозка оборудования, различных грузов на карьерах часто осуществляется тракторами мощностью 130, 180 и 250 л. с.

На карьерах с крутыми бортами при конвейерном и скиповом транспорте и там, где сооружение автосъездов затруднительно, для перевозки грузов возможно применение специальных наклонных (угол наклона до 45°) грузовых платформенных подъемников-фуникулеров с двумя платформами. Когда одна платформа поднимается, другая в это время опускается. Такие грузовые подъемники бывают однопутными, двухпутными и однопутными с автоматическим разъездом посередине. Они распространены на ряде карьеров за рубежом (ЧССР, Австрия, Швейцария).

Имеется большое количество разнообразных транспортных средств, позволяющих решить задачу перевозки людей в различных природных и горнотехнических условиях (табл. 70). Для этой цели наибольшее применение находит автомобильный транспорт. Автотранспорт удобен благодаря его маневренности. Автомобили могут подъезжать в такие места карьера, куда доставить людей другими средствами сложнее или невозможно. Автомобильный транспорт в большинстве случаев более экономичен по сравнению с железнодорожным транспортом при небольшом расстоянии перевозок (до 5—7 км).

От жилых районов до карьеров перевозка людей обычно осуществляется по дорогам общего пользования.

Съезды в карьеры или заезды на возвышенности обычно строятся двухполосными (реже однополосными). На однополосных дорогах устраиваются уширения для разъезда встречных автомобилей. Ширина проезжей части автодорог для людских перевозок должна быть не менее 4,5 м, а движение должно регулироваться стандартными знаками. Максимальные подъемы внутрикарьерных автодорог, по которым осуществляются людские перевозки, не должны превышать 120—150‰, а радиус кривых (в зависимости от применяемых автомобилей и интенсивности движения) должны быть не менее 15—20 м.

Перевозка людей обычно производится в автобусах общего пользования. В карьерах на ряде горизонтов создаются пассажирские автостанции.

Перевозка людей от жилых районов до карьеров производится также железнодорожным транспортом. Иногда железнодорожный транспорт используется для перевозки людей непосредственно в карьер. По мере увеличения парка пассажирских автобусов применение железнодорожного транспорта для перевозки людей сокращается.

В труднодоступных горных районах, вдали от населенных пунктов, где устройство капитальных дорог невыгодно, для перевозки людей начинают использовать воздушный транспорт (вертолеты).

На отечественных и зарубежных глубоких карьерах для перевозки людей используют наклонные канатные подъемники, устроенные на борту карьера или в наклонных стволах. В Советском Союзе наклонные канатные подъемники запроектированы для нескольких

Таблица 70

Вид транспорта для перевозки людей на карьерах	Условия применения	Примерная глубина карьера, м	Средства транспорта	Транспортные коммуникации	Скорость движения, м/с	Возможная пропускная способность, чел/ч
Автомобильный	При наличии автодорог и расстоянии перевозки до 3 км	200—250	Автобусы, специальные автомобили	Автомобильные дороги	12—15 км/ч	300—500
Железнодорожный	При наличии железнодорожных путей и расстоянии перевозки до 5 км	100—150	Пассажирские поезда, автодрезины	Рельсовые пути	12—15 км/ч	500 и более
Канатные наклонные подъемники	При небольшом числе обслуживаемых горизонтов	300—350	Вагонетки	Рельсовые пути	2,5—3	150—200
Канатные вертикальные подъемники	При небольшом числе обслуживаемых горизонтов	150—300	Лифтовые кабины	Направляющие	2,0—4	100—150
Канатные вертикальные подъемники	При небольшом числе обслуживаемых горизонтов и наличии горизонтального транспорта по штольням	300—500 и более	Пассажирские клети	Рельсовые направляющие	10—12	300—400
Воздушно-канатные маятниковые дороги	Для перевозки на один нижний горизонт карьера	250—300	Пассажирские кабины	Два каната	10—12	300—350
Воздушно-канатные кольцевые дороги	Для перевозки на любой промежуточный горизонт карьера	до 400—500	Кресельные сиденья	Один канат	1,5—2	300—400
Наклонные людские конвейеры	Для перевозки на все горизонты карьера	до 800—900	Эскалатор	Транспортное полотно	1,5—2	1000—3000
Лестничные конвейеры	Для перемещения с уступа на уступ	15—30	Передвижной эскалатор	Транспортное полотно	0,35—0,5	до 1000
Горизонтальные людские конвейеры	Для перевозки по штольням и рабочим площадкам	—	Движущийся тротуар	Транспортное полотно	1,0—1,5	1000—2000

угольных карьеров. Они располагаются в специальных людских или грузо-людских отвалах, сообщающихся с отдельными горизонтами карьера (через 40—50 м). Стволы обычно имеют усеченно-эллиптическую форму (сечение в свету 6—7 м²). Высоты ствола в свету (в наибольшем сечении) достигает 2,2—2,5 м. Угол наклона ствола зависит от местных условий и колеблется от 5 до 25—30°. Ствол имеет бетонное крепление и армирован профильным металлом. Перевозка людей осуществляется в вагонетках МакНИИ-4-15 или ВЛ-5/45, движущихся по наклонному пути (ширина колеи 900—1000 мм). Емкость вагонетки 15 чел. Скорость движения при подъеме 3,5—5 м/с. Подъем осуществляется одно- и двухбарабанными подъемными машинами. Управление приводов контактное с механическим торможением. Сигнализация кодовая с оптическими и акустическими сигналами. Для одновременного оповещения всех пунктов, где находятся люди, предусмотрена аварийная звуковая сигнализация. Перевозка людей такими канатными подъемниками, установленными в двух наклонных грузо-людских стволах, производится на угольном карьере (г. Коркино) комбината «Челябинскуголь».

При расположении канатных подъемников непосредственно на борту карьера для перевозки людей используют наклонные ступенчатые платформы и вагоны. Площадки для посадки людей также ступенчатые. Угол наклона таких подъемников достигает 40—45°, радиус закруглений до 100 м, ширина колеи 1000 мм.

Канатные подъемники бывают одноцутными (с одним попеременно поднимающимся и опускающимся вагоном), двухцутными (с двумя вагонами, прикрепленными к концам каната). Имеются одноцутные подъемники с автоматическим разъездом посередине.

Канатные подъемники широко распространены в ЧССР, Австрии, Швейцарии, Италии и др. На известняковом карьере «Варин» (ЧССР) работают два последовательно расположенных по склону возвышенности подъемника (высота подъема каждого 200 м), имеющих по две ступенчатые грузо-людские платформы, перемещающихся по одному пути с разъездом посередине. Грузоподъемность платформы 15 т, скорость движения 1,5 м/с.

На железорудном карьере «Эрцберг» (Австрия) работает наклонный подъемник, поднимающий людей от подножья горы к рабочим горизонтам. Длина подъемника 1300 м, скорость движения вагонов 2 м/с.

На карьерах для перевозки людей применяются и вертикальные подъемники, устанавливаемые в стволах (лифтовые подъемники). Выход из кабины односторонний и двусторонний. Противовес располагается сбоку кабины. Система управления внутренняя кнопочная, обеспечивающая вызов кабины на любой горизонт. Ствол подъемника соединяется с отдельными горизонтами карьера с помощью квершлагов. Вертикальные подъемники удобны и надежны в эксплуатации, вместительны и могут работать без обслуживающего персонала.

Вертикальные подъемники намечается построить на карьерах треста «Ураласбест». Для установки подъемников будут использованы стволы дренажных шахт.

Для перевозки людей от подножья возвышенностей до расположенного на вершине карьера строят воздушно-канатные дороги с реверсивно-маятниковым и непрерывно-кольцевым движением вагонов (рис. 95). Дороги с реверсивно-маятниковым движением оборудованы сравнительно большими (на 15—40 чел.) кабинами (рис. 96). Их часовая производительность колеблется в пределах 300—600 чел.

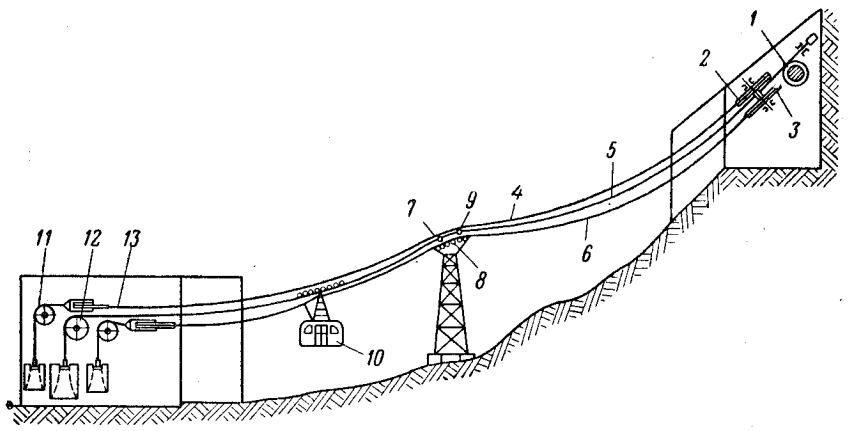


Рис. 95. Схема пассажирской канатной дороги с реверсивно-маятниковым движением кабин:

1 — крепление несущего каната на барабане; *2* — привод вспомогательного каната; *3* — привод тягового каната; *4* — вспомогательный канат в нерабочем состоянии; *5* — несущий канат; *6* — тяговый канат; *7* — поддерживающие блоки несущего каната; *8* — поддерживающие ролики тягового каната; *9* — опорный башмак несущего каната; *10* — вагонетка; *11*, *12*, *13* — натяжные устройства соответственно вспомогательного, несущего и тягового каната

Скорость движения вагонов 10—12 м/с. Длина приводного участка 4—5 км. На этих дорогах пролеты между опорами колеблются от нескольких сотен метров до 2,5—3 км. Наибольшее распространение получили двухканатные дороги с одним или двумя вагонами, где несущий канат (диаметр 35—50 мм) опирается на промежуточные опоры. Тяговый канат (диаметр 15—35 км) наглухо присоединен к вагону, который перемещается по неподвижному несущему канату. В здании верхней станции располагается машинное отделение, в котором устанавливают приводы тягового и вспомогательного канатов и направляющие шкивы. В здании нижней станции размещаются контргрузы натяжных устройств. Угол подъема дорог обычно не превышает 30—35° (известен угол подъема 60°). Высота опор изменяется от 10—15 до 60—80 м.

В Советском Союзе имеется несколько десятков канатных дорог для перевозки людей в высокогорных районах. Например, на Чиа-



Рис. 96. Кабина пассажирской канатной дороги

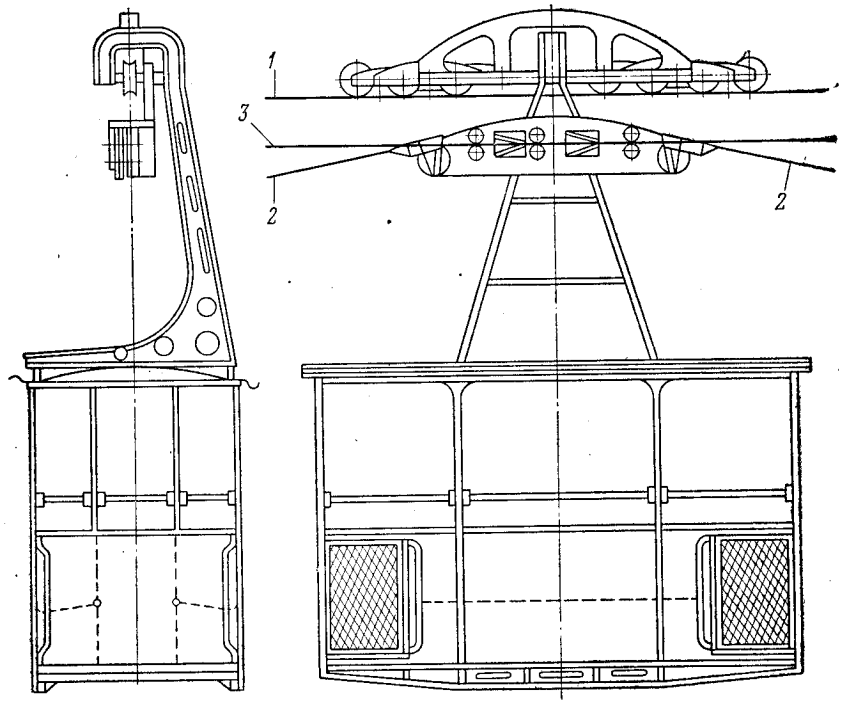


Рис. 97. Схема кабины пассажирской дороги:

1 — несущий канат; *2* — тяговые канаты; *3* — тормозной канат

турских марганцевых рудниках работает 13 канатных дорог и перевозка людей осуществляется на высоту 200—220 м. Ежесуточно они перевозят 12—17 тыс. чел.

Эксплуатируемые канатные дороги имеют длину от 160 до 1650 м и преодолевают подъемы до 53°. При скорости движения 2—6 м/с часовая пропускная способность дороги в одном направлении составляет 50—350 чел. Длина отдельных пролетов достигает 1650 м, однако это не является пределом, так как технически вполне возможны пролеты до 3000 м и более. Затраты на строительство таких дорог составляют от 50 до 200 тыс. руб. (в зависимости от длины подъема и пропускной способности), причем 35—40% затрат приходится на оборудование. Дороги окупают себя за 3—4 года.

Быстроходная двухканатная дорога построена на Тырныаузском вольфрамо-молибденовом руднике. Дорога служит для перевозки людей с отметки 1300 до отметки 2000 м. Дорога маятникового типа с двумя вагонами. Вагоны (рис. 97) имеют размеры 4 × 4 м. Время подъема 6 мин.

Техническая характеристика пассажирских воздушно-канатных дорог Чиатурского (I) и Тырныаузского (II) рудников

	I	II
Расстояние между конечными станциями, м	562	2004
Высота подъема, м	200	700
Угол подъема дороги, градусы	30	20
Число вагонов	2	2
Вместимость вагона, чел.	12	40
Скорость движения вагонов, м/с	2,7	5,7
Диаметр несущих канатов, мм	42	48
Диаметр тягового каната, мм	18	32
Электродвигатель	АМ-16	—
Мощность электродвигателя, кВт	60	200

Срок службы несущих канатов 30 тыс. рейсов. На некоторых карьерах несущие канаты служат уже более 10 лет. На зарубежных карьерах срок службы их достигает 20 лет. Тяговые канаты осматривают и заменяют через 3 года, натяжные — через 3—4 года. Стоимость перевозки одного пассажира воздушно-канатной дорогой составляет 5 коп. (против 12 коп. автотранспортом), а автобусом 12 коп. При этом время нахождения людей в пути в 3—5 раз меньше, чем при перевозке автотранспортом.

Опыт эксплуатации пассажирских воздушно-канатных дорог с реверсивно-маятниковым движением показал их высокую надежность и эффективность при перевозке людей в высокогорных районах. Недостатком их является снижение пропускной способности с увеличением длины и невозможность уменьшения эксплуатационных расходов при уменьшении потока пассажиров.

В связи с этим в Австрии, ЧССР и других зарубежных странах стали применять дороги с непрерывно-кольцевым движением, которые бывают одноканатными (с подвесными сиденьями), в которых

канат выполняет одновременно и функции несущего каната, и двухканатными (с вагонами, вмещающими 15—20 чел.). Длина этих дорог до 1,2—1,5 км. Скорость непрерывно движущегося каната

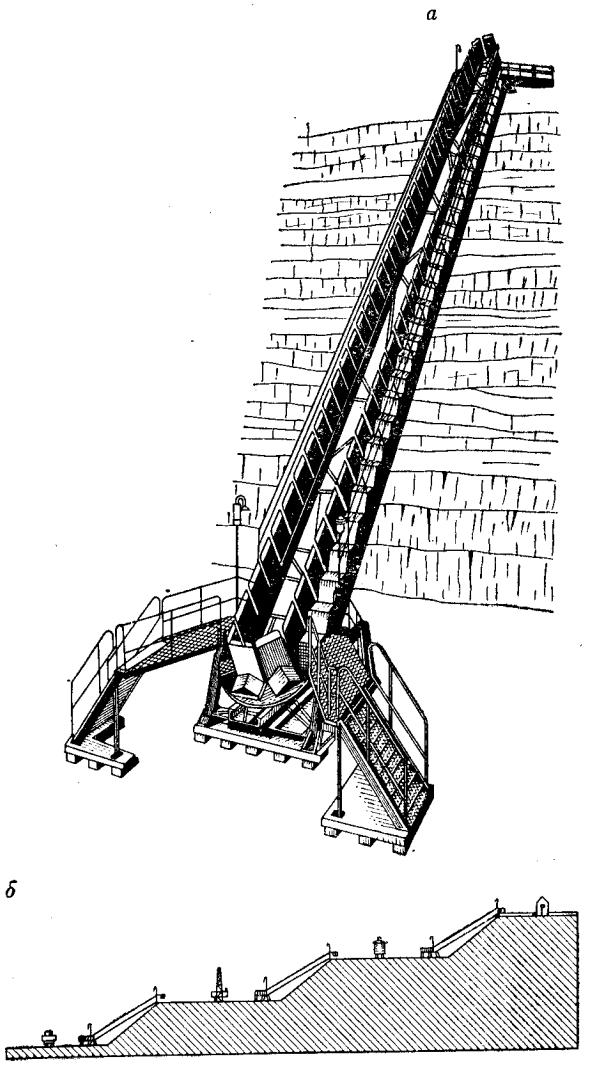


Рис. 98. Лестничный конвейер ЛК-2 для подъема и спуска людей на карьерах (*а*), схема установки лестничных конвейеров ЛК-2 на карьере (*б*)

1,75—2 м/с. Часовая пропускная способность таких дорог 200—300 человек. Они просты и дешевы. Двухканатные дороги имеют несущий и тяговый канаты. Специальная пружинная конструкция зажима и другие меры безопасности делают эти дороги особо надежными в эксплуатации. Часовая пропускная способность их до 500 человек при скорости движения 3 м/с.

Наиболее эффективным средством перемещения людей с уступа на уступ и по горизонтам являются лестничные конвейеры ЛК-1, которые выпускались Карпинским рудоремонтным заводом. Они удобны тем, что по мере надобности их можно перемещать без демонтажа. Движущиеся части конвейера ЛК-1 монтируются на ферме, выполненной из отдельных секций, стыкуемых между собой с помощью болтовых соединений. На ферме закреплены направляющие для тяговой цепи и рельсовый путь, по которому движутся катки тележек с установленными на них ступеньками. Ферма устанавливается на двух опорах шарнирно, что дает возможность изменять угол наклона конвейера до 50° к горизонту. Опорные части ступенек закреплены на раме тележки также шарнирно, это обеспечивает их горизонтальное положение при изменении угла наклона конвейера. На входных площадках установлены педальные устройства, посредством которых конвейер пускают в работу. Конвейер включается и выключается автоматически.

Техническая характеристика лестничного конвейера ЛК-1

Часовая пропускная способность в одном направлении, чел.	До 1000
Длина, м	24,5
Угол подъема, градусы	30
Высота подъема, м	До 15
Скорость движения, м/с	0,35
Шаг лестничных тележек, м	0,63
Масса конвейера, кг	17 280
Мощность электродвигателя АО-63-6, кВт	10

На основе опыта эксплуатации конвейера ЛК-1 Днепропетровским заводом горно-шахтного оборудования была изготовлена опытная партия лестничных конвейеров ЛК-2, в которых устранены некоторые конструктивные недостатки, присущие конвейеру ЛК-1. Конвейер ЛК-2 имеет длину 27 м, угол подъема 40°. Установлены конвейеры ЛК-2 на Ингулецком железорудном карьере, карьерах треста «Ураласбест» и др.

Для карьеров будущего эскалаторно-конвейерный трасnпорт особенно перспективен. Его пропускная способность до 10 тыс. чел. в час. Эскалаторный подъем в карьерах будет состоять из отдельных звеньев длиной до 80—100 м (рис. 98), обслуживающих несколько горизонтов. Скорость движения 1,2—1,5 м/с.

ГЛАВА VIII

ПЕРЕГРУЗОЧНЫЕ ПУНКТЫ И ПРИЕМНЫЕ УСТРОЙСТВА ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

§ 1. Характеристика перегрузочных и приемных устройств при комбинированном транспорте

Основными требованиями, которым должны удовлетворять перегрузочные и приемные пункты при комбинированном транспорте, являются следующие:

непрерывность и бесперебойность приема поступающей горной массы;

высокая пропускная способность, обеспечивающая нормальный прием горной массы при возможных пиковых нагрузках;

отсутствие просыпания горной массы при перегрузке в транспортные средства или в приемные устройства;

простота перегрузочных и приемных устройств, прочность и надежность конструктивных элементов, обеспечивающие удобство их обслуживания и ремонта;

равномерность и плавность процесса перегрузки и приема горной массы, обеспечивающие минимальный износ транспортных средств, перегрузочных и приемных устройств.

Все существующие и перспективные схемы компоновок перегрузочных пунктов при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте показаны на рис. 99. Наибольшее число эксплуатируемых и проектируемых перегрузочных пунктов представлено эстакадами различного типа с непосредственной, бульдозерной или бункерной перегрузкой горной массы, с грохочением или без грохочения горной массы. Дробление полезного ископаемого предусматривается лишь в случае применения рудоспусков в качестве перегрузочного тракта. Наиболее просты в осуществлении экскаваторные перегрузочные пункты, устраиваемые в карьерах или на поверхности за их пределами.

При автомобильно-конвейерном транспорте перегрузочные и дробильно-перегрузочные пункты бывают без дробления и грохочения, с дроблением, с грохочением, с грохочением и дроблением горной массы.

К перегрузочным пунктам без дробления и грохочения относятся пункты для перегрузки скальной горной массы из автосамосвалов через пластинчатый питатель на ленточный, колесно-ленточный или пластинчатый конвейер. Во вторую группу входят перегрузочные пункты с дроблением горной массы, оборудованные, как правило,

конусными дробилками без предварительного грохочения (в отдельных случаях используются щековые дробилки). Перегрузочные пункты с грохочением горной массы оборудованы различного рода грохотами — неподвижными колосниковыми, струнными, приводными вибрационными питателями-грохотами и др. При грохочении горной массы надгрохотные фракции направляются в средства автомобильного или железнодорожного транспорта. В некоторых случаях предусматривается использование одноковшовых экскаваторов или бульдозеров для удаления и погрузки надгрохотных фракций. Перегрузочные пункты с грохочением и дроблением горной массы оборудованы грохотами и конусными или щековыми дробилками. При содержании в исходной горной массе крупных фракций, недопустимых для транспортирования конвейерами, свыше 20—25% отделение их путем грохочения становится весьма затруднительным и неэффективным. Поэтому в технологическую цепь помимо грохотов вводятся дробильные установки. Перед дробилкой сооружается бункер, оборудованный пластинчатым питателем для равномерной и бесперебойной подачи горной массы на неподвижный или приводной грохот.

В зависимости от высоты перегрузочного пункта (разность между отметками загрузочной и нулевой площадок) и высоты уступа различают следующие особенности в расположении перегрузочных пунктов.

При высоте перегрузочного пункта, равной высоте уступа, отметки горизонта разгрузки и горизонта дробления (грохочения) соответствуют отметкам эксплуатационных горизонтов карьера. При высоте перегрузочного пункта, большей высоты уступа, отметка горизонта дробления (грохочения) не совпадает с отметкой эксплуатационного горизонта. При высоте перегрузочного пункта, равной двойной высоте уступа, горизонты разгрузки и дробления (грохочения) располагаются двумя уступами, а их отметки соответствуют отметкам эксплуатационных горизонтов.

Перегрузка горной массы при автомобильно-скиповом транспорте осуществляется по трем основным схемам:

автосамосвал — скип — бункер — автосамосвал (думпкар);

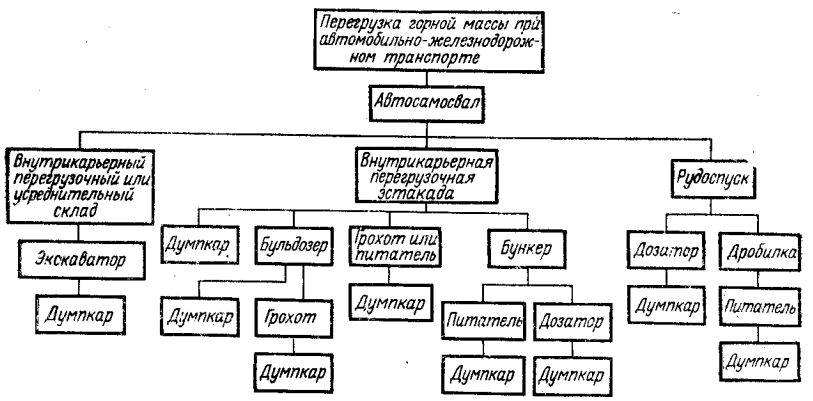
автосамосвал — бункер — скип — бункер — автосамосвал (думпкар);

автосамосвал — бункер — скип — бункер — дробилка — конвейер.

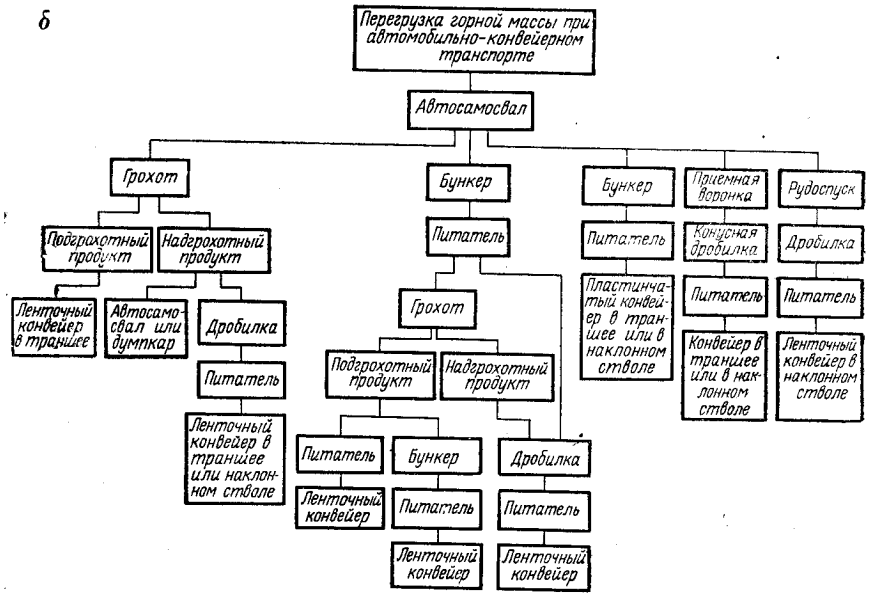
§ 2. Особенности устройства перегрузочных пунктов при автомобильно-железнодорожном транспорте

Перегрузочные пункты при автомобильно-железнодорожном транспорте могут быть эстакадные (рис. 100), экскаваторные и комбинированные (табл. 71). Различают 4 типа эстакадных перегрузочных пунктов соответственно четырем схемам перегрузки.

а



б



в

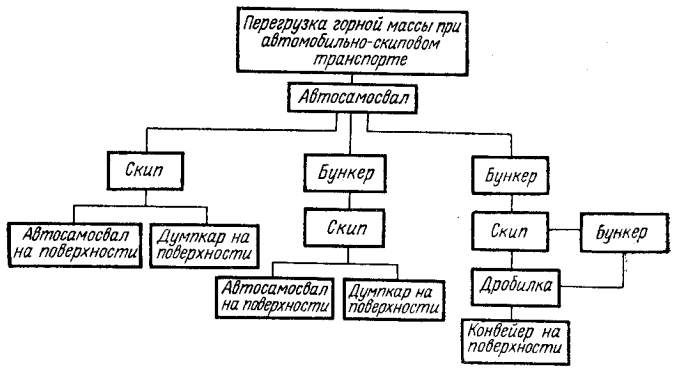


Рис. 99. Структура технологического процесса на перегрузочном пункте при автомобильно-железнодорожном (*а*), автомобильно-конвейерном (*б*), автомобильно-скиповом (*в*) транспорте

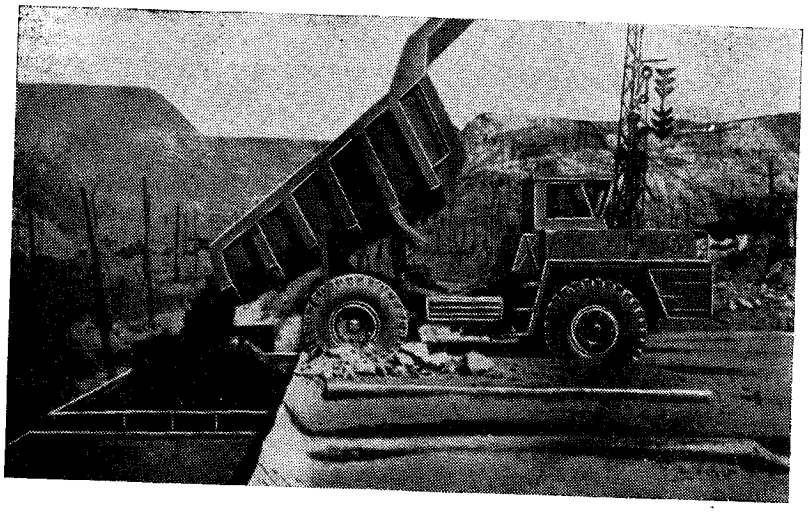


Рис. 100. Перегрузка горной массы на эстакадном перегрузочном пункте на Сибайском карьере

Таблица 71

Перегрузочный пункт	Особенности устройства перегрузочного пункта	Область применения
Эстакадный (для непосредственной перегрузки горной массы из автосамосвалов в думпкары)	Временные эстакады, устраиваемые непосредственно в карьере	Валовая перегрузка хорошо дробимых пород с небольшим выходом крупнокусковых фракций
Эстакадный (с грохотильно-перегрузочным оборудованием)	То же	Валовая перегрузка пород и руд любой крупности
Эстакадный (с промежуточным бункером и питателем)	Полустационарные эстакады	То же
Эстакадный (для бульдозерной перегрузки)	То же	То же
Экскаваторный (с разгрузкой горной массы на специально отведенной горизонтальной площадке)	Временный	Перегрузка с усреднением или без него
Экскаваторный (с разгрузкой горной массы под откос на одном из участков рабочего уступа)	То же	Раздельная перегрузка пород и руд любой крупности, возможно усреднение руды
Экскаваторный (с разгрузкой горной массы в специальные углубления и выемки, устраиваемые вдоль железнодорожных путей)	Временный	Перегрузка с усреднением или без него
Эстакадно-экскаваторные перегрузочные пункты	Временные или полустационарные	Валовая и раздельная перегрузка пород и руд любой крупности

По первой схеме перегрузки вся горная масса полностью перегружается из автосамосвалов непосредственно в думпкары. По второй схеме производится разделение потока горной массы на грохоте. Подгрохотные фракции поступают в думпкары и служат предохранительным слоем при разгрузке более крупных фракций. По третьей

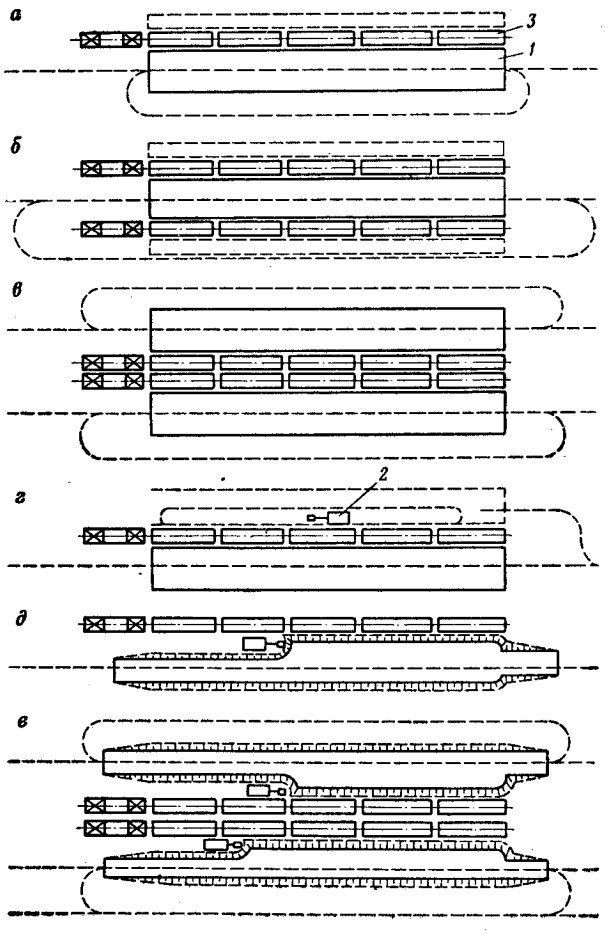


Рис. 101. Схема перегрузочных пунктов:
а, б, в — эстакадный; *г* — эстакадно-экскаваторный пункт; *д, е* — экскаваторный (*1* — перегрузочная эстакада; *2* — экскаватор; *3* — локомотивосостав)

схеме разгрузка автосамосвалов производится в специальный полустационарный или стационарный бункер, из которого горная масса с помощью питателей подается в железнодорожные вагоны. По четвертой схеме автосамосвалы разгружаются не в думпкары, а на специальную платформу, с которой горная масса грузится бульдозером в думпкары.

Перегрузочные эстакады бывают одно- и двусторонними (рис. 101). По количеству рабочих железнодорожных путей различают одно-, двух- и трехтупиковые эстакады (редко более). В зависимости от

количества автомобильных заездов на эстакаду и направления движения автосамосвалов по разгрузочной площадке эстакады бывают с фланговыми заездами и односторонним движением без перемены направления; с фланговыми заездами и двусторонним движением, с центральным заездом и двусторонним движением, с центральным и фланговым заездами и односторонним движением.

Сравнение эстакад с различными заездами автосамосвалов показывает, что наличие одного флангового заезда на эстакаду в значительной степени осложняет ее работу вследствие большой стесненности и напряженности движения автосамосвалов. Встречное движение автосамосвалов по эстакаде не только создает стесненность, но и ограничивает их скорость движения. Расположение автозаезда только с левой стороны эстакады создает еще бо́льшие неудобства и меньшую безопасность работ, чем при расположении автозаезда только с правой стороны эстакады. Расположение автозаездов на обоих флангах односторонней эстакады позволяет избежать встречного движения автосамосвалов. Разделение грузопотоков порожних и гр уженых автомобилей в этом случае благоприятно отражается на безопасности движения и организации разгрузочных работ.

Значительно упрощается организация перегрузочных работ и конструкция эстакад при использовании большегрузных автосамосвалов с боковым опрокидыванием кузова. Отсутствие при боковом опрокидывании кузова сложных маневров и перемены направления движения позволяет в 1,5—2 раза уменьшить ширину эстакад. Однако отсутствие большегрузных (грузоподъемность более 10 т) автосамосвалов с боковой разгрузкой не позволяет применять такие типы перегрузочных эстакад.

Различают экскаваторные перегрузочные пункты с размещением выгружаемой из автосамосвалов горной массы в выемке (Гороблагодатский карьер), на горизонтальной площадке (карьеры Соколовско-Сарбайского комбината, Сибайский карьер) и на откосе уступа, сложенного из крепких скальных пород или руд (Кургашинканский карьер, карьеры комбината «Ураласбест»). Экскаваторные перегрузочные пункты имеют разгрузочную площадку, экскаватор и железнодорожный путь, располагаемый вдоль перегрузочного пункта. На перегрузочных пунктах с размещением перегружаемой горной массы в выемке экскаватор размещается в самой выемке (выемка длиной 25—40 м, шириной 10—15 м и глубиной 2,5—4 м). На перегрузочных пунктах с размещением горной массы на горизонтальной площадке разворот и разгрузка автосамосвалов производится на разгрузочной площадке шириной 20—35 м, имеющей по всему периметру предохранительный вал породы высотой 0,6—0,8 м. Перегрузочные пункты такого типа оборудуются одним или несколькими экскаваторами. Экскаваторные перегрузочные пункты с размещением горной массы на откосе уступа могут быть созданы в весьма короткий срок, так как не требуют ни устройства выемки, ни отсыпки первоначальной насыпи.

На перегрузочном пункте высоту насыпи перегружаемой горной массы устанавливают в зависимости от высоты черпания погрузочного механизма. Железнодорожный погрузочный путь укладывается вдоль насыпи на расстоянии не более 0,7—0,8 максимального радиуса разгрузки погрузочного механизма. Экскаваторные перегрузочные пункты бывают с односторонним и двусторонним фронтом погрузки. Во втором случае железнодорожный путь располагается между двумя насыпями. На каждом перегрузочном пункте имеется один или два бульдозера для выполнения вспомогательных работ.

К достоинствам экскаваторных перегрузочных пунктов относятся незначительный срок сооружения, возможность складирования, шихтовки и перегрузки руд различных сортов, отсутствие непосредственной связи между работой автомобильного и железнодорожного транспорта, которая обычно приводит к простоям одного из них, возможность организации непрерывной подачи на обогатительную фабрику руды необходимого качества и в необходимом объеме, сравнительно высокая производительность и пропускная способность перегрузочного пункта.

Недостатками экскаваторных перегрузочных пунктов являются необходимость задалживания дорогостоящего погрузочного оборудования, высокая себестоимость перегрузки 1 т горной массы (в 3—4 раза больше, чем при эстакадном способе перегрузки).

Комбинированные перегрузочные пункты оснащаются эстакадой и экскаватором. Работа экскаватора и перегрузочной эстакады на один общий железнодорожный тупик возможна по двум схемам: с отгрохачиванием крупных фракций и погрузкой их экскаватором в железнодорожные вагоны и с непосредственной перегрузкой мелкокусковой и среднекусковой горной массы без грохочения и погрузкой экскаватором крупнокусковой горной массы, разгружаемой из автосамосвалов в специальный отвал. Возможно также устройство эстакадно-экскаваторного перегрузочного пункта с двумя самостоятельными железнодорожными путями (у экскаватора и у эстакады). Экскаваторный пункт в этом случае служит резервом для приема и отгрузки горной массы в случае отсутствия транспортных средств у эстакады. Достоинствами комбинации экскаваторного и эстакадного способов перегрузки являются независимость работы автомобильного и железнодорожного транспорта, возможность поочередного сооружения пунктов (сначала экскаваторного, а затем эстакадного) в минимальные сроки, возможность разделения породы и руды или же руды по сортам, а породы по крупности (крупнокусковая горная масса может перегружаться с помощью экскаватора, а мелкие фракции с помощью эстакады), высокая производительность и пропускная способность, более низкая себестоимость перегрузки 1 т горной массы по сравнению с себестоимостью при экскаваторном способе перегрузки.

Недостатком комбинированных перегрузочных пунктов является то, что для их сооружения требуются значительные площади в пределах карьера.

§ 3. Конструкции перегрузочных эстакад и определение их параметров

На карьерах наибольшее распространение получили бетонные и железобетонные эстакады. Эстакады выполняются в виде массивного железобетонного сооружения, имеющего форму сплошной призмы или в виде подпорной стенки из бетонных блоков, литого бетона, железобетона. В этом случае остальная часть тела эстакады заполняется насыпным каменным материалом, покрываемым с поверхности бетоном или асфальтом. Наиболее характерной для глубоких карьеров является перегрузочная эстакада на Сибайском карьере

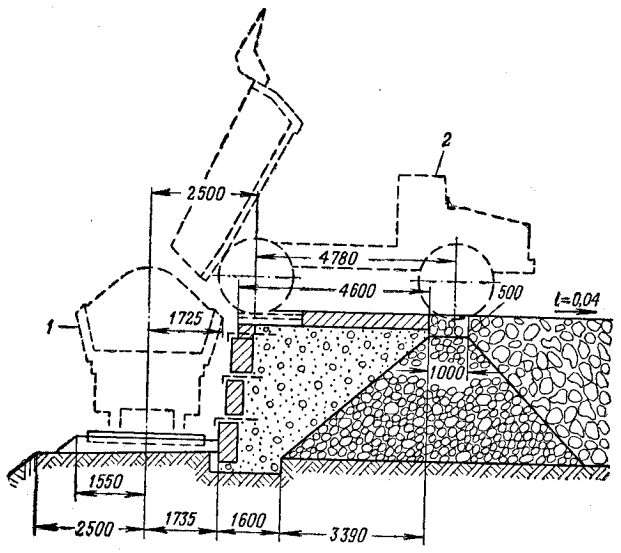


Рис. 102. Конструкция перегрузочной эстакады на Сибайском карьере: *1* — думпкар; *2* — автосамосвал

(рис. 102), параметры которой выбраны по рекомендации ИГД Минчермета СССР. Эстакада имеет подпорную стенку из сборных железобетонных блоков размером 1,5 × 1,0 × 0,5 м, обычно применяемых в строительстве для устройства фундаментов. Верхняя часть площадки армирована двойной сеткой (ячейки размером 200 × 200 мм) из металлических стержней диаметром 18—22 мм. Арматура приварена к заделанным в бетоне упорам из двутавровых балок № 20. Упоры, в свою очередь, имеют анкерное крепление в бетоне и приварены к рельсам, заделанным в бетон. Концы упоров приварены к рельсу Р-50. Упоры с рельсом ограничивают подачу автосамосвалов задним ходом под разгрузку.

Насыпная площадка для свободного маневрирования автомобилей имеет размеры 30 × 50 м. Бетонные блоки сложены на растворе с прокладкой в швах арматурных стержней с крюками, связывающими стенки с основным бетонным массивом. Эстакада построена из расчета одновременной погрузки двух думпкаров ВС-100. Длина и ширина эстакады равна соответственно 33,5 и 4,6 м. На эстакаде

могут одновременно разгружаться 6 автосамосвалов БелАЗ-540. Места установки автосамосвалов на площадке разграничены через 4,2 м железобетонными перегородками высотой 0,5 м. Железнодорожные пути вдоль эстакады укладывают на балластную призму из щебня толщиной не менее 30 см. Основанию придают уклон в сторону эстакады 0,03—0,04. Ширина балластной призмы не менее 3 м. Высота эстакады от уровня головки рельсов подъездных путей 2,9 м, что обеспечивает пропуск думпкаров ВС-100 и ВС-105. Специальная конструкция упорного козырька обеспечивает сквозной проход электровозов.

Перегрузочная эстакада на Кургашинканском карьере имеет аналогичную конструкцию. Только эстакада позволяет загружать один думпкар ВС-82 или 2ВС-105.

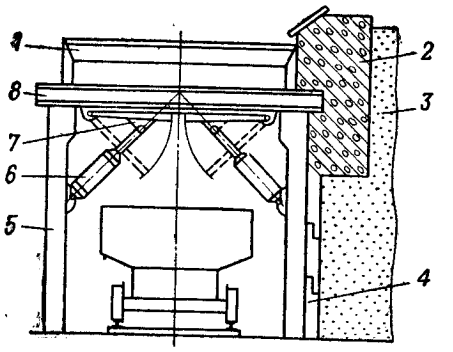


Рис. 103. Конструкция перегрузочной эстакады с бункером-дозатором на карьере Центрального горно-обогатительного комбината:

1 — бункер-дозатор; *2* — разгрузочная эстакада; *3* — насыпь; *4* — бетонная стена; *5* — несущие опоры; *6*—гидравлические цилиндры; *7* — днище бункера; *8* — опорные балки

Бункера-перегружатели имеют пирамидальную, коническую, цилиндро-коническую и другую форму. Изготавливаются они преимущественно из железобетона и металла. Металлические бункера имеют ряд преимуществ. Они обладают небольшим весом, опоры занимают мало места, изготовление их может производиться индустриальным методом с последующей сборкой их элементов на карьере. Однако они применимы лишь для перегрузки горной массы из автомобилей небольшой грузоподъемности. Для автосамосвалов грузоподъемностью 27—40 т и более необходимы железобетонные бункера, отличающиеся большой массивностью, прочностью, способностью выдержать большие ударные нагрузки. По конструкции железобетонные бункера делятся на монолитные, сборные, смешанной конструкции. Наиболее часто применяются сборные железобетонные бункера. Бункера смешанной конструкции состоят из стальных каркасов, покрытых внутри железобетонными плитами.

Опытно-промышленная эстакада с бункерами-перегружателями сооружена на южной перегрузочной площадке карьера Центрального горно-обогатительного комбината (рис. 103). Она состоит из эстакады для разгрузки автосамосвалов и бункеров-дозаторов. Бункер-дозатор имеет емкость, равную емкости думпкара. Бункер-дозатор опирается на опорные балки. Днище бункера разделено на две части и крепится при помощи шарнирных подвесок к опорным двутавровым балкам. При выпуске руды из бункера створки днища раскрываются с помощью гидравлических цилиндров. Последние закреплены на

несущих опорах, устанавливаемых на фундаментных плитах. Для подъезда и разгрузки автосамосвалов за бетонной стенкой устраивается насыпь с разгрузочной эстакадой. Разгрузка бункеров производится в думпкары, подаваемые под бункера. Продолжительность погрузки локомотивосостава, включающего 6—7 думпкаров, из одной секции бункера-перегружателя составляет 15—25 мин. Этот же локомотивосостав на экскаваторном перегрузочном пункте загружается в течение 35—45 мин.

При использовании бункеров-дозаторов возможно совмещение перегрузки руды с усреднением путем дозировки руд различного качества. В этом случае предусматривается сооружение с каждой стороны перегрузочной площадки по 8 бункеров-дозаторов. На верхней площадке перегрузочного пункта возле каждого ряда секций бункеров устанавливается световое табло, при помощи которого водителям автосамосвалов сигнализируется о наличии свободных емкостей для руды того или иного качества.

Существенным недостатком эстакад с бункерами-перегружателями является жесткая связь между работой бункеров-перегружателей и экскаваторных забоев. При аварийных простоях добычных экскаваторов процесс усреднения руды с помощью бункеров-перегружателей нарушается. Этот недостаток ликвидируется при устройстве комбинированного перегрузочного пункта, оборудованного не только бункерами-дозаторами, но и перегрузочным экскаватором. Штабеля руды формируются с помощью автосамосвалов или бульдозеров.

Конструктивными параметрами перегрузочных эстакад являются высота от уровня разгрузочной площадки до уровня головки рельсов подэстакадного железнодорожного пути, расстояние между задней осью автосамосвала и продольной осью думпкара, ширина разгрузочной площадки для разворота и разгрузки автосамосвалов, длина рабочего фронта эстакады или количество мест для одновременной установки и разгрузки автосамосвалов в соответствии с количеством думпкаров, устанавливаемых одновременно под погрузку. Параметры перегрузочных эстакад зависят от типа применяемых автосамосвалов и думпкаров, их размеров, а также от количества мест для одновременной разгрузки автосамосвалов. Последнее зависит от производительности горизонтов карьера, с которых горная масса поступает на перегрузочную эстакаду.

Высота перегрузочной эстакады зависит от высоты кузова думпкара и расположения автосамосвала относительно думпкара, которое характеризуется траекторией движения разгружаемого материала, а также необходимостью устройства прохода возле эстакады при сквозной схеме обмена груженого локомотивосостава на порожний. При расчете высоты эстакады следует руководствоваться экспериментальными данными, согласно которым зазор между стенкой эстакады и бортом думпкара с учетом габаритов приближения подвижного состава железнодорожного транспорта и некоторого возможного уширения бортов думпкаров может приниматься равным 0,35—0,4 м, что

обеспечивает беспрепятственное прохождение состава по погрузочному железнодорожному пути.

Максимальное расстояние от задней оси автосамосвала до внутренней кромки думпкара обычно не превышает 1,45—1,65 м.

Высота эстакады $H_э$ определяется по формуле

$$H_э = h_д + h_п - h_б + h_к, \qquad (124)$$

где $h_д$ — высота думпкара (расстояние от головки рельсов до верхней кромки кузова), м; $h_п$ — высота верхнего строения пути, м; $h_б$ — высота ограничительного барьера (упора), м; $h_к$ — высота насыпи (или глубина выемки), обуславливаемая параметрами потока разгружаемой горной массы.

Данные, характеризующие высоту эстакады при использовании различных типов автосамосвалов и думпкаров, приведены в табл. 72.

Таблица 72

Автосамосвал	Думпкар	Расстояние между задней осью автосамосвала и осью думпкара, м	Высота эстакады, м
КрАЗ-256Б	4ВС-50	3,1	2,56
МоАЗ-522	5ВС-60	2,8	2,63
БелАЗ-540	ВС-80 (82)	2,8	2,85
БелАЗ-548	ВС-80 (82)	2,8	2,85
БелАЗ-548	ВС-100 (105)	2,8	2,90

Как видно из табл. 72, высота перегрузочной эстакады колеблется в небольших пределах (от 2,56 до 2,9 м) для большинства сочетаний автосамосвалов и думпкаров. Так как расстояние от задней оси автосамосвала до осевой линии думпкара изменяется незначительно (в пределах 2,8—3,1 м), разгрузка автосамосвалов БелАЗ-540 в думпкары различной грузоподъемности (4ВС-50, 5ВС-60, ВС-82 и ВС-100) может производиться с одной и той же эстакады, т. е. с постоянной величиной расстояния от оси железнодорожного пути до стенки эстакады.

Ширина перегрузочной эстакады определяется параметрами автосамосвалов и количеством рабочих сторон эстакады (рис. 104). Она зависит от схемы движения автосамосвалов по эстакаде, количества автозаездов на эстакаду и конструктивных размеров автосамосвалов (длина, ширина и радиус поворота). Кроме того, ширина разгрузочной площадки эстакады зависит от способа разгрузки автосамосвалов (задняя или боковая разгрузка).

Ширина односторонней эстакады при условии правостороннего движения автосамосвалов по ней определяется по формулам:

для эстакад с одним фланговым автозаездом

$$B_{min} = l_a + R_a + 3b_a + 4l_б, \text{ м}, \quad (125)$$

$$B_{max} = 2l_a + 2R_a + b_a + l_б, \text{ м}; \quad (126)$$

для эстакад с двумя фланговыми автозаездами

$$B_{min} = l_a + R_a + 1{,}5b_a + 2l_б, \text{ м}, \quad (127)$$

$$B_{max} = 2l_a + 2R_a + l_б, \text{ м}, \quad (128)$$

где B_{min}, B_{max} — соответственно минимальная и максимальная ширина эстакады для выполнения маневров автосамосвалов, м; $R_a = 1{,}5R_{min}$ — рабочий радиус разворота автосамосвала на разгрузочной площадке эстакады, м; l_a и b_a — соответственно длина и ширина автосамосвала, м; $l_б$ — безопасный зазор между стоящим и движущимся автосамосвалами, а также между автосамосвалом и границей эстакады ($l_б \geqslant 0{,}5$ м, при отсутствии упора $l_б = 1{,}5$ м), м.

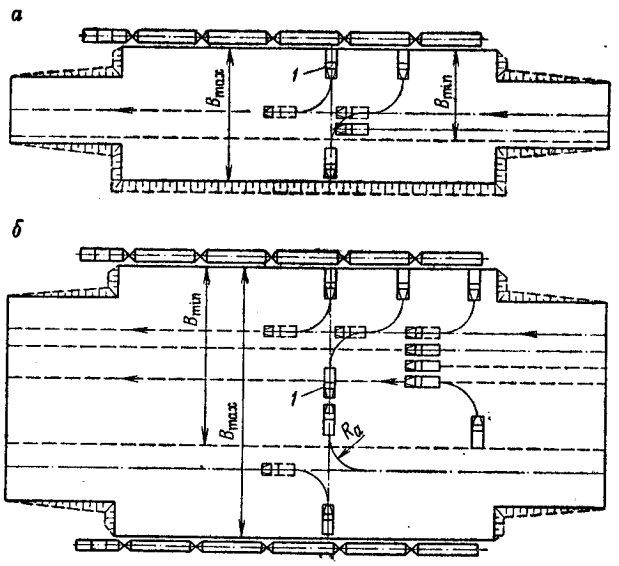


Рис. 104. Схема для определения основных параметров эстакад в плане при односторонней (*а*) и двусторонней (*б*) перегрузке:
1 — автосамосвал

Ширина двусторонней перегрузочной эстакады при условии правостороннего движения автосамосвалов и одновременной погрузки двух железнодорожных составов равна:

для эстакады с одним фланговым автозаездом

$$B_{min} = 2(l_a + R_a + 1{,}5b_a + 2l_б), \text{ м}, \quad (129)$$

$$B_{max} = 2(l_a + 2R_a + b_a + l_б), \text{ м}; \quad (130)$$

для эстакады с двумя фланговыми автозаездами

$$B_{min} = 2(l_a + R_a + 2l_б + 2b_a), \text{ м}, \quad (131)$$

$$B_{max} = 2(l_a + 2R_a + 3l_б + b_a), \text{ м}. \quad (132)$$

При непрерывной поочередной подаче железнодорожных составов на двустороннюю перегрузочную эстакаду (при поочередной подаче автосамосвалов на разгрузку только в один состав) ширина двусторонней перегрузочной эстакады может быть значительно уменьшена. В этом случае ширина двусторонней перегрузочной эстакады равна:

для эстакады с одним фланговым автозаездом

$$B_{min} = 2l_a + R_a + 2l_б + 2b_a, \text{ м}, \quad (133)$$

$$B_{max} = 2l_a + 2R_a + 3l_б + b_a, \text{ м}; \quad (134)$$

для эстакады с двумя фланговыми автозаездами

$$B_{min} = 2l_a + R_a + l_б + b_a, \text{ м}, \quad (135)$$

$$B_{max} = 2(l_a + R_a + l_б), \text{ м}. \quad (136)$$

Ширина перегрузочных эстакад для непосредственной перегрузки горной массы приведена в табл. 73.

Таблица 73

Автосамосвал	Ширина односторонней эстакады, м				Ширина двусторонней эстакады, м			
	с одним фланговым автозаездом		с двумя фланговыми автозаездами		с одним фланговым автозаездом		с двумя фланговыми автозаездами	
	B_{min}	B_{max}	B_{min}	B_{max}	B_{min}	B_{max}	B_{min}	B_{max}
КрАЗ-256Б	34,5	51,0	30,0	48,0	38/68	52/102	36/60	48/96
БелАЗ-540	31,0	43,0	26,0	40,0	35/62	44/86	30/52	40/80
БелАЗ-548	36,0	51,0	30,0	48,0	39/72	52/102	35/60	48/96

Примечание. Числитель—при последовательной погрузке локомотивосоставов; знаменатель—при одновременной погрузке двух локомотивосоставов.

Длина перегрузочных эстакад определяется рабочей длиной разгрузочного фронта или количеством мест для одновременной разгрузки автосамосвалов. Рабочая длина разгрузочного фронта эстакады зависит от размеров думпкаров и автосамосвалов, которые можно разместить вдоль эстакады.

При непосредственной перегрузке горной массы из автосамосвалов в думпкары возле одного думпкара можно разместить строго определенное количество автосамосвалов. Причем каждый из автосамосвалов должен при разгрузке занимать строго определенное место.

Таблица 74

Автосамосвал	Думпкар	Внутренняя длина кузова, м	Ширина автосамосвала, м	Рабочая длина перегрузочной эстакады, м	Длина односторонней перегрузочной эстакады, м при количестве думпкаров, которые могут загружаться одновременно				
					1	2	3	4	5
КрАЗ-256Б	4ВС-50	9,72	2,65	8,12	9,72	21,44	33,16	44,88	56,60
	5ВС-60	10,0		8,40	10,0	21,72	33,44	45,16	56,88
МоАЗ-522	4ВС-50	9,72	3,15	8,52	9,72	21,44	33,16	44,88	56,60
	5ВС-60	10,3		8,80	10,0	21,72	33,44	45,16	56,88
БелАЗ-540	ВС-82	12,5	3,50	10,90	12,5	26,52	40,54	54,56	68,58
	4ВС-60	10,0		8,5	10,0	21,72	33,44	45,16	56,88
	ВС-82	12,5		10,5	12,5	26,52	40,54	54,56	68,58
	ВС-100	14,4		12,4	14,4	30,48	46,56	62,64	78,72
	2ВС-105	13,4		11,4	13,4	28,42	43,44	58,46	73,48
	2ВС-180	16,2		13,7	16,2	33,78	51,36	68,94	86,52
БелАЗ-548	ВС-82	12,5	3,70	10,5	12,5	26,52	40,54	54,56	68,58
	ВС-100	14,4		12,4	14,4	30,48	46,56	62,64	78,72
	2ВС-105	13,4		11,4	13,4	28,42	43,44	58,46	73,48
	2ВС-180	16,2		13,7	16,2	33,78	51,36	68,94	86,52

Такое ограничение перемещения автосамосвалов вдоль эстакады позволяет разгружать автосамосвалы в определенное место кузова думпкара. Ширина разгрузочного места для каждого автосамосвала определяется его шириной и зазором между направляющей и колесом автосамосвала.

Во избежание просыпания горной массы в процессе разгрузки автосамосвалов последние у торцов думпкаров устанавливаются под разгрузку таким образом, чтобы между внутренней торцевой стенкой думпкара и бортовой кромкой кузова автосамосвала оставался зазор (нерабочий участок), равный 0,4—0,5 м.

Количество n_a мест для одновременной разгрузки автосамосвалов в один думпкар определяется по формуле

$$n_a = \frac{l_д - 2c' + c''}{b_a + c''}, \qquad (137)$$

где $l_д$ — внутренняя длина кузова думпкара, м; c' — зазор между внутренней торцевой стенкой думпкара и внешней кромкой кузова автосамосвала, м; c'' — безопасное расстояние между одновременно разгружающимися автосамосвалами ($c'' = 0{,}5 \div 0{,}8$ м), м; b_a — ширина автосамосвала, м.

При расчете общей длины разгрузочного фронта кроме нерабочих участков в торцах думпкаров необходимо учитывать длину автосцепки их. Нерабочие участки разгрузочного фронта, ограничиваются специальным барьером.

Ширина $b_{р.\,а}$ места для разгрузки автосамосвала определяется по формуле

$$b_{р.\,а} = \frac{l_р - c''(n_a - 1)}{n_a}, \qquad (138)$$

где $l_р$ — рабочая длина перегрузочной эстакады, м;

$$l_р = l_д - 2c' - c''(n_a - 1), \text{ м.}$$

Результаты расчета длины односторонних перегрузочных эстакад для различных типов автосамосвалов и думпкаров приведены в табл. 74.

Время занятия одним большегрузным автосамосвалом площадки эстакады с учетом нормальных перерывов в работе автосамосвалов вследствие перестановки думпкаров и обмена локомотивосоставов колеблется в пределах 80—120 с.

В табл. 75 приведены показатели работы перегрузочных эстакад на Сибайском карьере.

Для безопасности работы транспортных средств каждое место разгрузки должно быть разграничено предохранительными перегородками. Ширина $m_р$ места для разгрузки автосамосвала равна

$$m_р = b_{к.\,а} + \delta + c, \text{ м}, \qquad (139)$$

где $b_{к.\,а}$ — ширина кузова автосамосвала, м; δ — ширина предохранительной разграничивающей перегородки ($\delta = 0{,}2 \div 0{,}3$ м); c — величина зазора между колесом автосамосвала и перегородкой ($c = 0{,}1 \div 0{,}15$), м.

Таблица 75

Показатели	Длина перегрузочной эстакады, м	
	16	32
Время пребывания автосамосвала БелАЗ-540 на перегрузочной эстакаде, с	78	89
в том числе время:		
движения автосамосвала по эстакаде	11	20
подачи автосамосвала задним ходом к месту разгрузки	36	32
разгрузки автосамосвала	25	25
движения автосамосвала по эстакаде без груза	6	12
Время поочередной погрузки одним автосамосвалом БелАЗ-540 думпкара грузоподъемностью 50 т, мин	3,3	3,2
То же, грузоподъемностью 100 т, мин	5,0	4,8
Время одновременной погрузки двумя автосамосвалами БелАЗ-540 думпкара грузоподъемностью 50 т, мин	2,8	2,6
То же, грузоподъемностью 100 т, мин	3,9	3,2
Время одновременной погрузки тремя автосамосвалами БелАЗ-540 думпкара грузоподъемностью 100 т, мин	2,6	2,4
Время перемещения локомотивосостава при погрузке его вдоль эстакады, мин	1,5	0,8
Время погрузки локомотивосостава полезной массой 450 т, мин	26	25
Время перерывов между подачей порожних локомотивосоставов на перегрузочный пункт, мин	21	8
Время перерывов между подачей груженых автосамосвалов на перегрузочный пункт, мин	15,8	2,5—3,0
Время очистки железнодорожных путей от просыпавшейся горной массы, мин	2,0	2,0

В свою очередь,

$$m_p n_0 \leqslant l_д, \tag{140}$$

где n_0 — количество одновременно разгружающихся в думпкар автосамосвалов.

Длина односторонней эстакады определяется по формуле

$$l_э = N_д (m_p n_0 + c') + 2c_0, \tag{141}$$

где $N_д$ — число думпкаров, размещаемых вдоль эстакады; c' — расстояние между концом автосцепки думпкара и предохранительной перегородкой, м; c_0 — увеличение длины эстакады в ее концевых частях ($c_0 = 2{,}5 \div 3$), м.

Длина двусторонней эстакады определяется по формуле

$$l_э = \frac{N_д (m_p n_0 + c') + 2c_0}{2}, \text{ м}. \tag{142}$$

§ 4. Производительность и пропускная способность перегрузочных пунктов

При комбинированном транспорте имеет место некоторая неупорядоченность транспортного процесса, главным источником которой

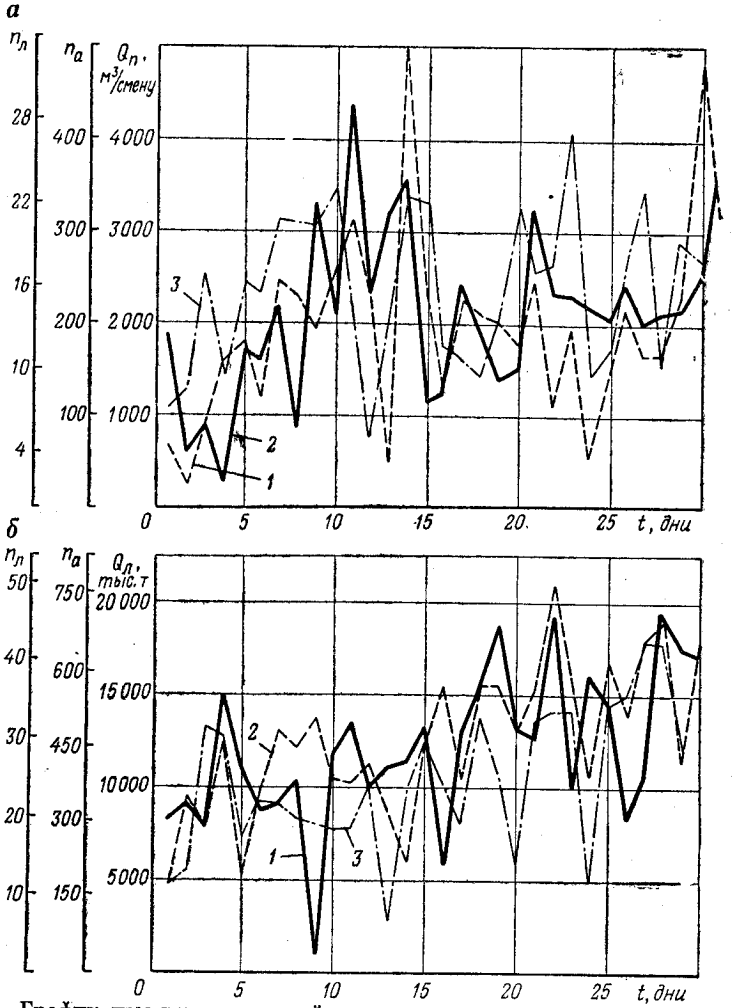


Рис. 105. График изменения сменной производительности $Q_{п.п}$ перегрузочного пункта числа $n_л$ погруженных в смену локомотивосоставов и числа $n_а$ разгруженных в смену автосамосвалов во времени t на Сибайском (*а*) и Сарбайском (*б*) карьерах:

1, 2, 3 — соответственно для первой, второй и третьей смены

является несогласованность смежных звеньев комбинированного транспорта по производительности и во времени. Неупорядоченность транспортного процесса выражается в колебаниях продолжитель-

ности обмена железнодорожных составов, интервалов времени между прибытиями очередных автосамосвалов, продолжительности ожидания железнодородных составов и др. Эти колебания оказывают непосредственное влияние на пропускную способность перегрузочных пунктов (рис. 105).

Оценка эффективности работы внутрикарьерных перегрузочных пунктов при комбинированном транспорте, определяемая их пропускной способностью, является типичной задачей, для решения которой возможно применение методов теории массового обслуживания, что обеспечивает возможность определения рациональных параметров перегрузочных эстакад, пропускной способности, количества точек для разгрузки автосамосвалов, общей длины фронта перегрузочной эстакады и др. Для решения этой задачи время рейса автосамосвалов, обслуживающих перегрузочный пункт, разделяется на время нахождения автосамосвалов на перегрузочном пункте и время движения автосамосвалов в обоих направлениях, включая время погрузки в забое. Работа автосамосвалов на перегрузочном пункте состоит из маневровых операций для установки и разгрузки автосамосвалов. Она включает в себя следующие операции:

движение автосамосвала по перегрузочной эстакаде к освободившемуся месту разгрузки и его разворот;

перемена направления движения и подъезд задним ходом к намеченной точке разгрузки;

разгрузка автосамосвала;

опускание кузова и движение от места разгрузки по эстакаде на расстояние, достаточное для подъезда к месту разгрузки следующего груженого автосамосвала.

В табл. 76 приведены результаты хронометражных наблюдений за работой автосамосвалов на перегрузочном пункте на Сибайском карьере.

Таблица 76

Время нахождения автосамосвалов на перегрузочном пункте, с	51—55	56—60	61—65	66—70	71—75	76—80	81—85	86—90	91—95	96—100	101—105
Число случаев	1	1	2	3	10	13	12	8	7	2	3

Как видно из табл. 76, наиболее вероятное время нахождения автосамосвалов на перегрузочном пункте равно 80 с.

При непосредственной перегрузке горной массы из автосамосвалов в железнодорожные вагоны у эстакады может разместиться строго определенное количество порожних думпкаров. По мере загрузки думпкаров требуется их передвижка и установка порожних под погрузку. Для этого железнодорожный состав протягивается вдоль перегрузочной эстакады. Время передвижения локомотивосостава на 2 думпкара составляет 50 с.

Таблица 77

Число мест для разгрузки автосамосвалов	Сменная производительность перегрузочной эстакады (тыс. т) при количестве обслуживающих эстакаду автосамосвалов												
	10	12	14	16	18	20	22	24	26	28	30		
БелАЗ-540													
1	5,780	5,280	5,840	5,840	5,820	5,840	5,820	5,840	5,860	5,860	5,860		
2	9,470	9,610	6,650	9,670	9,780	9,780	9,840	9,840	9,860	9,840	9,860		
3	11,200	12,400	12,500	12,800	12,750	12,900	13,000	12,900	12,950	13,000	13,000		
4	11,600	13,700	15,400	15,700	16,000	16,050	16,050	16,100	16,150	16,200	16,300		
6	11,900	14,300	16,600	18,400	19,600	19,650	19,600	19,800	19,900	20,000	20,000		
8	11,950	14,350	16,700	19,000	21,000	22,000	22,100	22,200	22,700	22,700	22,800		
9	12,950	14,400	16,900	18,900	21,600	23,700	25,800	26,000	26,200	26,200	26,200		
БелАЗ-548													
1	8,400	8,600	8,630	8,630	8,600	8,630	8,600	8,630	8,660	8,660	8,660		
2	14,000	14,200	14,300	14,300	14,500	14,500	14,500	14,550	14,600	14,500	14,600		
3	16,600	18,400	18,500	18,900	18,900	19,200	19,200	19,100	19,150	19,200	19,200		
4	17,200	20,400	23,800	23,300	23,700	23,800	23,800	23,900	24,000	24,000	24,100		
6	17,600	21,200	24,600	27,200	29,000	29,100	29,100	24,400	24,500	24,600	24,600		
8	17,700	21,300	24,800	24,100	31,100	32,500	32,700	32,900	33,400	38,800	38,800		
9	17,900	21,400	25,000	28,300	32,100	35,100	38,200	38,600	38,800	38,800	38,800		

Примечание. В таблице приведены данные для односторонней эстакады при сквозной схеме заездов,

Время обмена груженого локомотивосостава на порожний при сквозной схеме примыкания железнодорожного пути к эстакаде (по данным хронометражных наблюдений) равно 90 с.

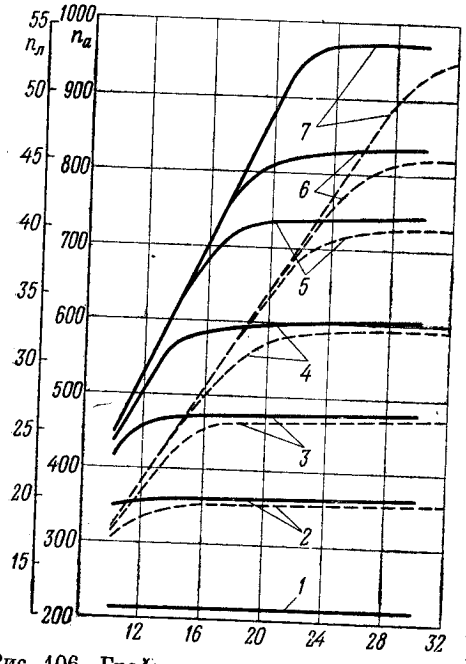


Рис. 106. График зависимости числа $n_а$ разгруженных автосамосвалов (сплошные линии) и числа $n_л$ погруженных локомотивосоставов (пунктирные линии) от числа n автосамосвалов, обслуживающих перегрузочный пункт:

1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 — при числе мест для разгрузки автосамосвалов, равном соответственно 1, 2, 3, 4, 6, 8 и 9

При ограниченном количестве мест для разгрузки автосамосвалов и при значительном количестве груженых автосамосвалов, подаваемых на эстакаду, может возникать очередь в ожидании разгрузки. При непрерывной подаче груженых автосамосвалов на перегрузочную эстакаду и частном обмене груженых думпкаров на порожние возникают простои автосамосвалов. Простои автосамосвалов возникают также и при обмене груженых локомотивосоставов на порожние.

С увеличением количества автосамосвалов, обслуживающих эстакаду, ее пропускная способность возрастает (рис. 106).

С увеличением количества разгрузочных мест для разгрузки автосамосвалов производительность эстакады также растет (табл. 77). Рост производительности и пропускной способности перегрузочной эстакады в зависимости от количества разгрузочных мест (табл. 78) и количества автосамосвалов, перевозящих горную массу на эстакаду, наблюдаются только до определенного предела, выше которого прироста производительности перегрузочного пункта практически нет, сколько бы мы ни увеличивали количество автосамосвалов.

Таблица 78

Автосамосвал	Длина транспортирования, км	Сменная производительность перегрузочной эстакады (тыс. т) при количестве мест разгрузки						
		1	2	3	4	6	8	9
БелАЗ-540	1,0	5,80	9,73	12,40	15,550	19,600	22,000	26,20
	1,5	5,730	9,60	12,40	15,700	19,700	22,200	25,700
БелАЗ-548	1,0	8,600	14,400	18,400	23,000	29,000	32,600	38,800
	1,5	8,500	14,300	18,400	24,200	29,200	32,800	38,200

Таблица 79

Автосамосвал	Длина транспортирования, км	Рациональное количество автосамосвалов для обслуживания перегрузочной эстакады при количестве мест разгрузки						
		1	2	3	4	6	8	9
БелАЗ-540	1,0	10	12	14	18	19	22	24
	1,5	10	14	17	22	26	30	32
БелАЗ-548	1,0	10	11	12	16	18	20	22
	1,5	10	12	14	18	22	25	28

Из этого следует, что каждая перегрузочная эстакада имеет ограничение по количеству разгружаемых автосамосвалов (табл. 79) и погружаемых железнодорожных составов в смену.

Выбор предельной способности перегрузочной эстакады в соответствии с производительностью железнодорожного транспорта неизбежно приводит либо к снижению степени использования автосамосвалов при сохранении заданной производительности, либо к снижению степени использования подвижного состава железнодорожного транспорта при условии сохранения высокого использования автосамосвалов.

С увеличением количества разгрузочных мест производительность каждого автосамосвала, обслуживающего перегрузочный пункт, увеличивается. При постоянном же числе разгрузочных мест производительность автосамосвала с увеличением количества автосамосвалов постепенно снижается. Чем больше длина фронта разгрузки, тем резче наблюдается снижение производительности автосамосвала.

Время простоев автосамосвалов на перегрузочном пункте в ожидании разгрузки зависит от количества автосамосвалов, обслуживающих перегрузочный пункт, и количества разгрузочных мест. Минимальные простои автосамосвалов имеют место при наибольшем количестве мест разгрузки (до 6—9) и количестве автосамосвалов не более 12—20. С увеличением числа автосамосвалов возрастают простои каждого автосамосвала. Поэтому каждый перегрузочный пункт должен обслуживаться строго определенным количеством автосамосвалов (см. рис. 106). В этом случае производительность каждого автосамосвала и всего перегрузочного комплекса будет оптимальной.

§ 5. Конструкция внутрикарьерных перегрузочно-усреднительных пунктов и их производительность

На внутрикарьерных перегрузочных усреднительных пунктах при разгрузке автосамосвалов под откос горная масса, выгруженная из автосамосвалов, располагается в виде трапецеидальных призм.

Толщина призмы δ определяется по формуле

$$\delta = \frac{V_а \sin \rho}{b_а H_ш}, \qquad (143)$$

где $V_а$ — объем разрыхленной горной массы в кузове автосамосвала, м³; ρ — угол естественного откоса горной массы, градусы; $b_а$ — ширина кузова автосамосвала, м; $H_ш$ — высота штабеля горной массы, м.

Отгрузка руды производится на откос штабеля в направлении, перпендикулярном продольной оси рудных призм. В зависимости от направления погрузки ковш экскаватора пересекает различное число призм $n_{пр}$, равное

$$n_{пр} = \frac{H_ш^2 b_а}{V_а}(\operatorname{ctg}\rho - \operatorname{ctg}\beta), \qquad (144)$$

где β — угол черпания, градусы.

Емкость штабеля $Q_ш$ равна сумме активной $e_а$ и технологической e_t емкостей:

$$Q_ш = e_а + e_t, \text{ м}^2, \qquad (145)$$

Величина $e_а$ при разгрузке автосамосвалов под откос определяется по формуле

$$e_а = \frac{\gamma_р H_ш^2 a}{2}(\operatorname{ctg}\rho - \operatorname{ctg}\beta), \text{ м}^3, \qquad (146)$$

где a — ширина экскаваторной заходки, м; $\gamma_р$ — объемная масса горной массы в разрыхленном состоянии, т/м³.

Активная емкость штабеля при разгрузке автосамосвалов на верхнюю поверхность отвала равна

$$e_а = H_ш a \gamma_р \sqrt{\frac{24 \operatorname{ctg}\rho V_а}{\pi}}, \text{ м}^3. \qquad (147)$$

Высота штабеля, обеспечивающая необходимую емкость активной зоны смешивания, при которой в порции руды q_0, достигается коэффициент усреднения η, определяется по формуле:

при разгрузке автосамосвалов под откос

$$H_ш = \sqrt{\frac{2q_0}{a\gamma_р(\operatorname{ctg}\rho - \operatorname{ctg}\beta)(1-\eta)^2}}, \text{ м}; \qquad (148)$$

при разгрузке автосамосвалов на верхнюю поверхность штабеля

$$H_ш = \frac{q_0}{a\gamma_р(1-\eta)^2\sqrt{\frac{24\operatorname{ctg}\rho V_а}{\pi}}}, \text{ м}. \qquad (149)$$

Технологическая емкость штабеля выбирается исходя из типа применяемых автосамосвалов и объема складируемой горной массы, позволяющих разместить заезды и площадки для разворота автосамосвалов на поверхности штабеля.

Основным назначением усреднительных работ на карьерах является обеспечение устойчивого постоянного соотношения полезного компонента и породных примесей в подготавливаемой к обогащению рудной массе.

Усреднение рудной массы может совмещаться с перегрузкой на специальных внутрикарьерных перегрузочно-усреднительных пунктах (рис. 107). Наиболее высокими показателями усреднения характеризуются перегрузочно-усреднительные пункты, оборудованные эстакадой с бункерами-перегружателями, и эстакадно-экскаваторные с бункерами-перегружателями.

Для организации разгрузки автосамосвалов на внутрикарьерных перегрузочно-усреднительных пунктах исходную усредняемую рудную массу разделяют на две условные группы.

При разгрузке одного автосамосвала на откосе склада образуется наклонный слой руды. После разгрузки всех последующих автосамосвалов образуется рудный штабель с перемеживающимися слоями

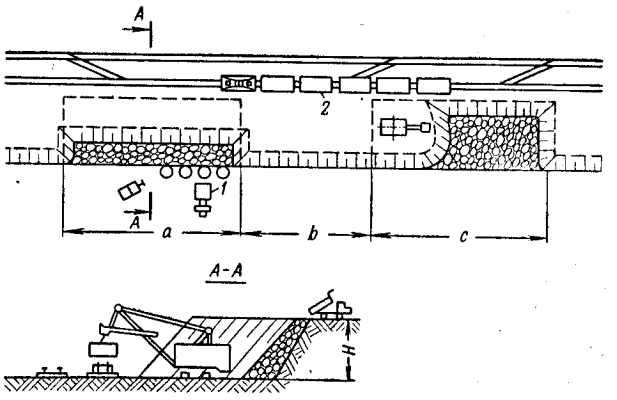


Рис. 107. Схема перегрузочно-усреднительного пункта:

a, *b*, *c*—соответственно длина участка для разгрузки автосамосвалов (*1*), резервного участка и участка для погрузки локомотивосоставов (*2*)

руды. При погрузке железнодорожных составов в процессе черпания экскаватором слои руды перемешиваются между собой и последняя становится однородной. Различают две схемы отсыпки штабелей. По первой схеме отсыпается сначала пионерный штабель. От него начинается отсыпка руды автосамосвалами вдоль склада в пределах ширины экскаваторной заходки. Параллельно производится погрузка руды в железнодорожный состав. По второй схеме направления отсыпки штабеля и погрузки противоположны.

Количество слоев руды определяется по формуле

$$m_с = \frac{K b_а H_ш^2}{V_а}(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta), \qquad (150)$$

где K — коэффициент, учитывающий увеличение поперечного размера слоя горной массы на откосе склада по отношению к ширине кузова автосамосвала ($K = 1{,}5$); $b_а$ — ширина кузова автосамосвала, м; $H_ш$ — высота штабеля, м; α — угол естественного откоса разрыхленной горной массы ($\alpha = 36 \div 37°$), градусы; β — угол откоса штабеля, при котором происходит обрушение руды ($\alpha \approx 55°$), градусы; $V_а$ — объем горной массы в кузове автосамосвала, м³.

Отклонение содержания полезного компонента от среднего его значения заметно изменяется в зависимости от высоты штабеля и количества добычных забоев. При отсыпке штабеля по первой схеме отклонение в пределах 1,0% обеспечивается при высоте штабеля 12,

14, 16, 19 м и количества добычных забоев соответственно 10, 9, 8 и 7, а по второй — при высоте штабеля 7, 7,5, 8,5, 11,5, 12,5, 14,5 м и количестве добычных забоев соответственно 10, 9, 8, 7, 6, 5 и 4. При грузоподъемности железнодорожного состава 400 т требуемое усреднение обеспечивается при штабеле (отсыпка штабеля по первой схеме) высотой в пределах 6—20 м и количестве забоев не менее 5.

В табл. 80 приведены данные, характеризующие различные способы усреднения руды на карьере Центрального горно-обогатительного комбината (Криворожский бассейн).

Таблица 80

Показатели	Способы усреднения		
	На перегрузочно-усреднительном пункте с использованием продольных штабелей	На перегрузочной эстакаде с использованием дозировочных бункеров-перегружателей	На комбинированном эстакадно-экскаваторном пункте с использованием дозировочных тупиков-перегружателей и продольных штабелей
Количество экскаваторных забоев . .	5	7	6
Переходящий запас готовой к выемке руды в экскаваторных забоях, тыс. м³	196	252	224
Емкость усреднительных штабелей, тыс. м³	30	0	30
Колебания качества руды, % . . .	1,12	0,77	0,78
Содержание полезного компонента в хвостах, %	14,93	13,91	13,87
Выход концентрата, %	32,365	33,834	33,750
Денежные средства от реализации концентрата, млн. руб.	2,270	2,375	2,362

Возможное отклонение Δ содержания полезного компонента в руде от среднего значения определяется из выражения

$$\Delta = \pm 3\sigma_c, \tag{151}$$

где σ_c — среднеквадратичное отклонение содержания полезного компонента в руде, загруженной в один железнодорожный состав;

$$\sigma_c = \frac{\sigma_0}{\sqrt{\frac{V_д}{V_к} n_д n_з \left(\frac{m_c}{n_з}\right)^t}}, \tag{152}$$

где $V_д$ и $V_к$ — соответственно емкость думпкара и ковша перегрузочного экскаватора, м³; $n_д$ и $n_з$ — соответственно количество думпкаров в одном составе и количество забоев; t — показатель асимметрии для распределения проб, представляющий объем руды, равный емкости ковша добычного экскаватора (например, для условий Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината $t = 0{,}02$); m_c — число слоев руды в штабеле.

Для определения длины фронта разгрузки автосамосвалов необходимо установить количество $n_а$ автосамосвалов, разгружающихся в течение часа,

$$n_а = \frac{p_q K_н}{E_а}, \tag{153}$$

где p_q — количество поступающей горной массы в течение часа; $K_н$ — коэффициент неравномерности поступления горной массы ($K = 1{,}15 \div 1{,}25$); $E_а$ — емкость кузова автосамосвала, м³.

Количество $n_{одн}$ одновременно разгружающихся автосамосвалов

$$n_{одн} = n_а \frac{t_{р.м}}{60}, \tag{154}$$

где $t_{р.м}$ — продолжительность разгрузки и маневрирования одного самосвала на перегрузочном пункте ($t_{р.м} = 1{,}5 \div 2$), мин.

Длина $L_ф$ рабочего фронта разгрузки автосамосвалов

$$L_ф = n_{одн} l_м, \text{ м}, \tag{155}$$

где $l_м$ — ширина места для разгрузки автосамосвала.

Полная длина фронта разгрузки автосамосвалов

$$L_{полн} = L_ф K_0, \text{ м}, \tag{156}$$

где K_0 — коэффициент, учитывающий длину фронта, отводимого под подготовку к складированию горной массы ($K_0 = 1{,}2 \div 2$).

При определении производительности перегрузочного пункта необходимо учитывать принятую схему расположения железнодорожных путей и маневров железнодорожных составов.

Часовая производительность $Q_м$ экскаватора (или другой погрузочной машины) при погрузке железнодорожных составов равна

$$Q_м = \frac{3600 q_к \eta_н \gamma_р}{t_ц \eta_р}, \text{ т/ч}, \tag{157}$$

где $q_к$ — емкость ковша экскаватора, м³; $\eta_н$ — коэффициент наполнения ковша; $\gamma_р$ — объемная масса руды или породы, т/м³; $t_ц$ — время рабочего цикла экскаватора, ч; $\eta_р$ — коэффициент разрыхления породы в ковше.

При пункте примыкания непосредственно у экскаватора время погрузки T' одного локомотивосостава с учетом времени маневров

$$T' = \frac{Q t_ц \eta_р}{q_к \eta_н \gamma_р} + \frac{l + 20}{v_м} + t_1 + t_2, \text{ с}, \tag{158}$$

где t_1 — время отцепки локомотива ($t_1 = 60 \div 180$), с; t_2 — время прицепки локомотива к груженым думпкарам, с; $v_м$ — скорость маневрирования локомотивосостава на перегрузочном пункте, м/с.

Среднечасовая производительность Q' экскаватора равна

$$Q' = \frac{Q\,3600}{T'}, \text{ т/ч}, \tag{159}$$

где Q — грузоподъемность локомотивосостава, т.

При пункте примыкания на расстоянии 40—50 м время погрузки T'' одного локомотивосостава и среднечасовая производительность Q'' экскаватора равны:

$$T'' = \frac{Qt_ц\eta_р}{q_к\eta_н\gamma_р} + \frac{4(l_1+20)+2l_1+20+50}{v_м} + t_1 + t_2, \text{ с;} \quad (160)$$

$$Q'' = \frac{Q\,3600}{T''}, \text{ т/ч.} \quad (161)$$

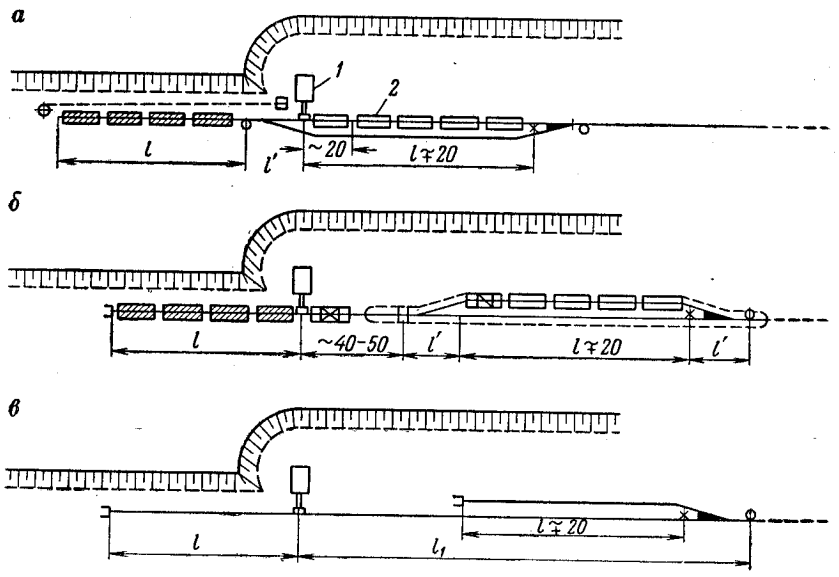


Рис. 108. Схема расположения путей и выполнения маневров при погрузке железнодорожных составов при пункте примыкания непосредственно у экскаватора (*а*), на расстоянии 40—50 м (*б*) и более 50 м (*в*):
1 — экскаватор; *2* — думпкары

При пункте примыкания на расстоянии более 40—50 м:

$$T''' = \frac{Qt_ц\eta_р}{q_к\eta_н\gamma_р} + \frac{2(l'+20)+l_1}{v_м}, \text{ с;} \quad (162)$$

$$Q''' = \frac{Q\,3600}{T'''}, \text{ т/ч,} \quad (163)$$

где l — длина локомотивосостава, м; l' — длина стрелочного перевода, м; l_1 — длина перегрузочного железнодорожного пути (рис. 108) от экскаватора до пункта примыкания, м.

При пункте примыкания непосредственно у экскаватора целесообразно применить маневровую лебедку для лучшего использования локомотива.

При перегрузке однородной горной массы емкость $E_ш$ штабеля определяется по формуле

$$E_ш = \frac{K_н Q_в}{\gamma_р n_г} z_0 m', \text{ т,} \quad (164)$$

где $K_н$ — коэффициент неравномерности добычи; $Q_в$ — годовой объем поступающей горной массы, т/год; $n_г$ — число рабочих дней в году; z_0 — коэффициент отгрузки горной массы; m' — число суток, на которые рассчитывается запас горной массы.

Полная емкость $Q_ш$ штабеля равна сумме его активной $q_а$ и технологической емкостей q_t, т. е.

$$Q_ш = q_а + q_t, \text{ т.} \quad (165)$$

При разгрузке горной массы из автосамосвалов под откос величина $q_а$ равна

$$q_а = \frac{\gamma_р H_ш^2 a}{2}(\operatorname{ctg}\rho - \operatorname{ctg}\beta), \text{ т,} \quad (166)$$

где $H_ш$ — высота штабеля, м; a — ширина экскаваторной заходки, м; $\gamma_р$ — объемная масса руды в разрыхленном состоянии, т/м³; ρ — угол естественного откоса штабеля, градусы; β — угол откоса забоя экскаватора, градусы; $V_а$ — объем разрыхленной руды в кузове автосамосвала, м³.

Высота штабеля, обеспечивающая необходимую емкость активной зоны смешивания в случае разгрузки под откос, при которой в порции руды q_0 достигается необходимый коэффициент усреднения η, определяется по формуле

$$H_ш = \sqrt{\frac{2q_0}{a\gamma_р(\operatorname{ctg}\rho - \operatorname{ctg}\beta)(1-\eta)^2}}, \text{ м.} \quad (167)$$

Технологическая емкость штабеля определяется, исходя из типа применяемых автосамосвалов и схемы выполнения маневров, и состоит из объема отсыпки, необходимой для разворота автосамосвалов.

ГЛАВА IX

ПЕРЕГРУЗОЧНЫЕ ПУНКТЫ И ПРИЕМНЫЕ УСТРОЙСТВА ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-КОНВЕЙЕРНОМ ТРАНСПОРТЕ

§ 1. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте

Если при автомобильно-железнодорожном и автомобильно-скиповом транспорте горная масса при перегрузке из одних транспортных средств в другие не нуждаются в отделении для последующего транспортирования крупногабаритных кусков, то при автомобильно-конвейерном транспорте в большинстве случаев это необходимо. Для наиболее распространенных ленточных конвейеров приемлемая крупность транспортируемой горной массы находится в пределах 150—500 мм (чаще 250—400 мм). Когда куски транспортируемой горной массы не превышают этих пределов, перегрузочный пункт является простейшим по своему исполнению и представляет приемный бункер, расположенный над конвейером, в который разгружаются автосамосвалы. В тех случаях, когда кусковатость горной массы превышает допустимую величину для данной ширины конвейерной ленты, приходится во избежание ускоренного износа ленты и возможного повреждения движущихся частей конвейера прибегать к отделению крупных кусков или их дроблению механическим способом. Это вызывает необходимость устройства специальных перегрузочных пунктов, оборудованных грохотильными и дробильными механизмами. В зависимости от этого различаются грохотильные, дробильные и грохотильно-дробильные перегрузочные пункты. В качестве грохотильного оборудования используются различных типов грохоты — неподвижные, колосниковые, качающиеся, вибрационные, валковые и др. Для дробления наибольшее применение получили щековые, конусные, роторные и молотковые дробилки. Для передачи горной массы на грохот или в дробилку используют преимущественно пластинчатые питатели, а для передачи дробленых и отсеянных мелких фракций на конвейер — вибрационные, ленточные и другие типы питателей.

Характеристика грохотильных и грохотильно-дробильных перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте приведена в табл. 81.

Перегрузочные грохотильные и грохотильно-дробильные пункты обычно размещаются в закрытых с трех сторон помещениях или под навесами (при подъездах автомобилей с нескольких сторон). Полустационарные грохотильные и грохотильно-дробильные перегрузочные пункты, как правило, монтируются на фундаментах разборного

Таблица 81

Схема перегрузочного пункта	Условия применения	Преимущества	Недостатки
Бункер — грохот	При незначительном количестве в исходной горной массе крупных кусков, нуждающихся в отгрохачивании	Простота устройства и малые капитальные затраты	Невысокая эффективность, особенно при использовании колосниковых грохотов
Бункер—питатель—грохот	При небольшом количестве в исходной горной массе крупных кусков и необходимости их плавной подачи на грохот с небольшой высоты	Большая надежность в работе грохота	То же
Бункер—питатель—дробилка	При значительном количестве в исходной горной массе мелких или крупных кусков	Уменьшение количества материала, поступающего в дробилку, выполнение грохотом функций питателя	Необходимость применения грохота высокой прочности, воспринимающего большие ударные нагрузки
Бункер—питатель—грохот—дробилка	При наличии в исходной горной массе крупногабаритных кусков, нуждающихся в отделении на тяжелых грохотах	Более плавное питание дробилки, притом только крупногабаритным материалом	Наибольшая сложность конструкции и высокие капитальные затраты
Бункер—питатель—дробилка	При незначительном количестве в исходной горной массе мелочи и применении щековых и молотковых дробилок	Простота устройства и небольшие габариты узла	Необходимость дробления мелочи
Бункер—дробилка	При незначительном количестве в исходной горной массе мелочи и применении конусных дробилок, работающих под завалом	Простота устройства и надежность в работе, но большая высота установки	То же

типа. В качестве фундаментов используются инвентарные железобетонные блоки и плиты, массивные стальные плиты (редко). Инвентарные блоки обычно имеют анкерные связи, соединяемые или свариваемые между собой. Демонтаж и погрузка инвентарных блоков фундаментов обычно осуществляется с помощью электрических кранов на гусеничном ходу грузоподъемностью 10 т и более. Перевозка блоков и плит осуществляется на специальных многоосных колесных трайлерах грузоподъемностью 50 т (большей частью они перевозятся большегрузными автосамосвалами). Известны случаи применения монолитных бетонных фундаментов. Устройство их проще, но

связано с большими затратами и более целесообразно при стационарных перегрузочных пунктах, размещаемых на борту карьера. Стены зданий перегрузочных пунктов при длительном сроке их существования выполняются из сборного железобетона или кирпича. При временных зданиях стены представляют собой металлический каркас, покрытый волнистым металлом или шифером. В редких случаях перегрузочные пункты выполняются открытыми, что встречается в условиях сухого умеренного климата.

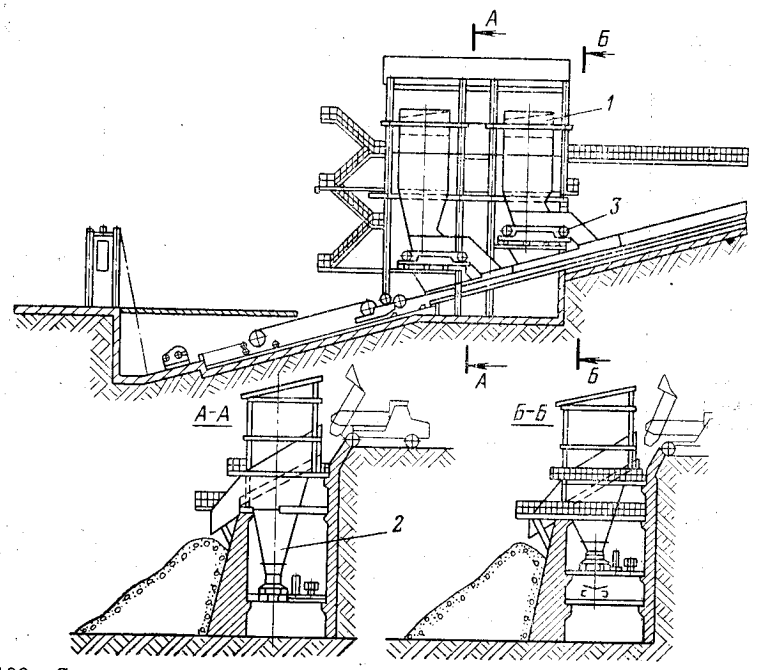


Рис. 109. Схема грохотильно-перегрузочного пункта на карьере Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината:
1 — колосниковый грохот; *2* — бункер; *3* — пластинчатый питатель

Простейший грохотильный перегрузочный пункт состоит из приемного бункера и питателя-грохота, служащего для отделения крупных кусков. Такой перегрузочный пункт оборудуется разгрузочной площадкой для подъезда, маневрирования и разгрузки автосамосвалов, грохотом, бункерами перед грохотом и после него для надрешетного и подрешетного продуктов грохочения. Схема такого грохотильно-перегрузочного пункта на карьере Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината показана на рис. 109. От забоев руда перевозится до перегрузочного пункта автосамосвалами грузоподъемностью 27 и 40 т и разгружается в двух точках на неподвижный колосниковый грохот. Угол наклона грохота может изменяться в пределах 25—35°. Подгрохотные фракции поступают в бун-

кер, из которого пластинчатым питателем с четырехскоростным приводом, позволяющим регулировать производительность, подаются на ленточный конвейер. Производительность перегрузочного пункта при двухсменном и трехсменном режиме работы равна соответственно 5 и 7,6 млн. т руды в год.

Характерным является перегрузочный пункт на карьере Ингулецкого горно-обогатительного комбината. Перегрузочный пункт

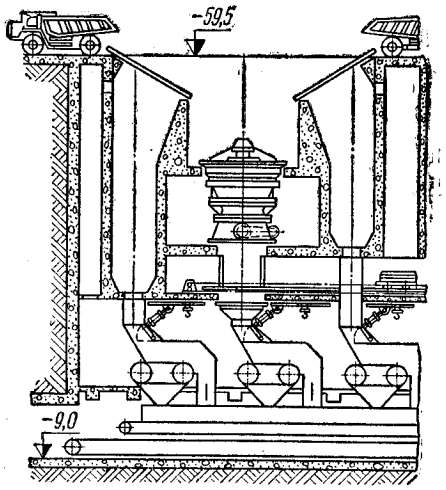


Рис. 110. Схема грохотильно-дробильного пункта на карьере Ингулецкого горно-обогатительного комбината

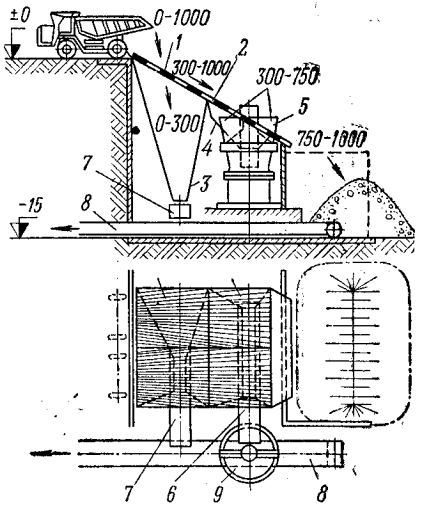


Рис. 111. Схема грохотильно-дробильного пункта конструкции ИГТМ АН УССР:
1, 2 — грохот; *3, 4, 5* — бункера; *6, 7* — питатель; *8* — конвейер; *9* — дробилка

расположен в выемке борта карьера (рис. 110). Он оборудован конусной дробилкой ККД-1500/180 и шестью приемными устройствами для одновременной разгрузки 12 автосамосвалов и имеет производительность 54 млн. т руды в год. Над каждым приемным устройством установлен неподвижный колосниковый грохот размером 11 × 11 м с углом наклона к горизонту 32° и расстоянием между колосниками 250 мм.

Перегрузочный пункт такой конструкции требует большого объема строительно-монтажных работ, так как для установки дробилки ККД-1500/180, грохотов, бункеров и питателей требуется выемка высотой 30 м и диаметром 20 м.

Грохотильно-дробильный пункт, предложенный ИГТМ АН УССР, позволяет избежать этого недостатка. Такой пункт (рис. 111) сооружается непосредственно на уступе с минимальным объемом строительно-монтажных работ. В нем предусмотрено использование конусной дробилки ККД-900/100 с меньшими параметрами и неподвижных колосниковых грохотов. Горная масса из автосамосвалов

поступает на грохот, где разделяется на фракции. Фракции 0—300 мм направляются в бункер, а затем на питатель и конвейер; остальная горная масса крупностью 300—1000 мм поступает на другой грохот, где отделяются фракции 300—750 мм, которые питателем подаются в дробилку, а затем на конвейер. Фракции 750—1000 мм отгружаются в транспортные средства (автосамосвалы).

На рис. 112 показана схема грохотильно-перегрузочного пункта для Качарского железорудного карьера, разработанная ИГД

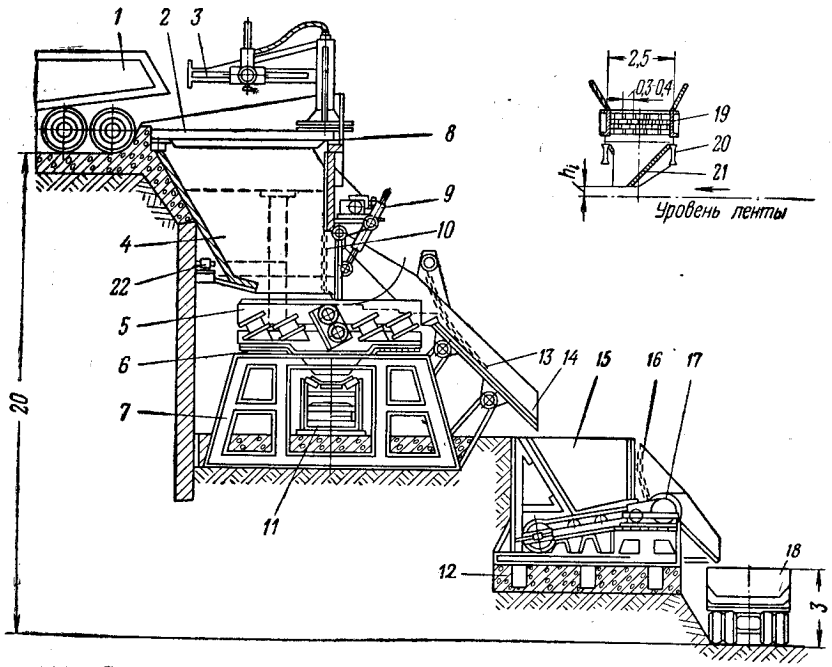


Рис. 112. Схема грохотильно-перегрузочного пункта для Качарского железорудного карьера:

1 — автосамосвал; *2* — контрольная решетка; *3* — пневмогидробутобой; *4* — бункер; *5* — вибрационный питатель-грохот; *6* — опорные амортизаторы; *7* — опорная металлоконструкция; *8* — упругие элементы; *9* — механический затвор; *10* — предохранительная цепь механического затвора; *11* — ленточный конвейер; *12* — фундамент питателя; *13* — цепная завеса бункера вибрационного питателя-грохота; *14* — спускной желоб; *15* — бункер пластинчатого питателя; *16* — цепная завеса бункера пластинчатого питателя; *17* — пластинчатый питатель; *18* — автосамосвал; *19* — рабочий орган питателя-грохота; *20* — опорная рама питателя-грохота; *21* — промежуточная загрузочная воронка; *22* — датчик измерения уровня горной массы в бункере

Минчермета СССР. При годовой производительности карьера 105 млн. т горной массы производительность перегрузочного пункта должна составлять 7500 т/ч. Перегрузочный пункт состоит из трех однотипных узлов производительностью каждый 2500—3000 т/ч. Размер наибольшего куска, загружаемого в бункер, составляет 1,2—1,5 м. Размер наибольшего куска, транспортируемого ленточным конвейером, равен 0,6 м.

Автосамосвалы БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т разгружают горную массу в металлический бункер с решеткой, выполненный на податливых упругих элементах. Каждая сторона ячейки решетки составляет 1,2 м. Куски горной массы размером более 1,2 м разрушаются пневмогидробутобоем, расположенным над бункером. Бункер снабжен управляемым механическим затвором и оборудован датчиком измерения уровня горной массы. Днищем бункера является вибрационный питатель-грохот, который опирается через промежу-

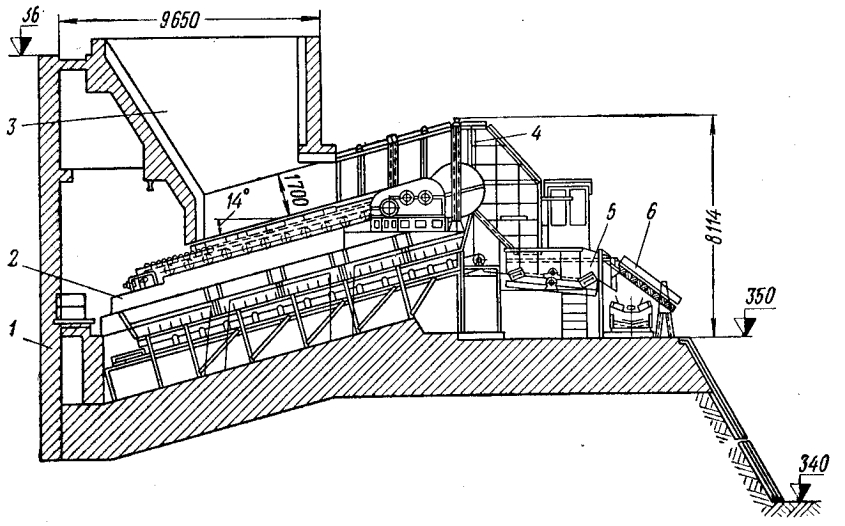


Рис. 113. Схема перегрузочно-грохотильного пункта с виброгрохотом СВГ-1 на карьере № 2 Гайского горно-обогатительного комбината:

1 — конвейер для удаления просыпи; *2* — пластинчатый питатель; *3* — приемный аккумулирующий бункер; *4* — защитный кожух; *5* — вибрационный питатель-грохот СВГ-1; *6* — сбрасывающий лоток

точную раму и мягкие опорные амортизаторы на опорную металлоконструкцию. При открытом затворе и под действием возмущающей силы вибропривода горная масса выпускается из бункера и поступает на колосниковую решетку, где и происходит грохочение фракций более 0,6 м. Фракции менее 0,6 м попадают на ленточный конвейер через промежуточную загрузочную воронку. Надколосниковые фракции разгружаются по спускному желобу с цепной завесой в бункер, из которого с помощью пластинчатого питателя направляются в транспортные средства (автосамосвалы) и вывозятся в отвал.

При применении автомобильного транспорта в комбинации со специальными конвейерами (пластинчатые, колесно-ленточные) перегрузочный узел служит для равномерной и безударной передачи крупных кусков. Такой перегрузочный пункт (рис. 113), разработанный ИГД Минчермета СССР, состоит из металлического бункера емкостью 90 м^3, смонтированного на сварной раме, опирающейся на бетонный

фундамент, и вибрационного питателя, являющегося днищем бункера. Выпускное отверстие бункера снабжено пальцевым затвором. Поступающая в бункер скальная горная масса подается вибропитателем на пластинчатый или колесно-ленточный конвейер соосно движению несущего полотна с высоты более 100—200 мм, чем достигается плавная и безударная перегрузка горной массы на конвейер.

Полустационарные дробильно-перегрузочные пункты оборудуются конусной или щековой дробилкой. Они могут быть как с предварительным грохочением, так и без него.

Основная часть дробильно-перегрузочного пункта, оборудованного конусной дробилкой 1500/180 производительностью 2000 т/ч, находится ниже горизонта разгрузки. Высота отделения, включающего конусную дробилку, приемный бункер, разгрузочную воронку, пластинчатый питатель и электрооборудование, составляет 20 м. Размеры здания в плане 21 × 14 м. Полезная емкость бункера 500 т, автосамосвалы разгружаются непосредственно в приемный бункер. Дробильно-перегрузочный пункт открытого типа оборудован неподвижными колосниковыми грохотами и конусной дробилкой ККД-1200/150. Приемный бункер, расположенный над грохотами, имеет с трех сторон подъезды для разгрузки автосамосвалов. Колосниковые грохоты устанавливаются с наклоном в 28—35°, расстояние между колосниками 250 мм. Максимальная крупность куска 1100 мм. Надгрохотный продукт крупностью свыше 400 мм поступает в конусную дробилку. Фракции крупностью до 400 мм, минуя дробилку, направляются вибрационными питателями на конвейер. Для обслуживания и ремонта оборудования на дробильно-перегрузочном пункте сооружается мостовой электрический кран грузоподъемностью 100 т, установленный на подкрановой эстакаде.

На дробильно-перегрузочном пункте, оборудованном щековой дробилкой с приемным отверстием 1500 × 2100 мм, вместо грохота с неподвижными колосниками перед дробилкой под углом 90° к питателю устанавливается виброгрохот СВГ-1, что позволяет направить поток подрешетного продукта грохота и дробленой горной массы соосно конвейеру.

Применение сквозной схемы движения и разгрузки автосамосвалов в бункер дает возможность уменьшить ширину приемной площадки с 35 до 14 м и сократить время разгрузки каждого автосамосвала на 20—26 с.

§ 2. Оборудование перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте

На перегрузочных пунктах при автомобильно-конвейерном транспорте широко применяются колосниковые грохоты различных конструкций. Неподвижные колосниковые грохоты обычно используются для отделения крупных кусков из общего потока горной массы. Иногда они устанавливаются перед щековыми и реже перед конусными дробилками (последние могут работать под завалом) для отгро-

хачивания мелких фракций, не требующих дробления. Неподвижные колосниковые грохоты требуют много места, не обеспечивают хорошего качества грохочения, трудно очищаются от заклинивающихся кусков и др. Они выполняются из рельсов или двутавровых балок, защищенных в верхней части броневыми плитами из марганцовистой стали. Колосниковые грохоты должны удовлетворять следующим требованиям:

полезная длина колосниковых грохотов должна быть не менее 6 м;

угол наклона грохота должен быть в пределах 28—35°;

щели должны иметь расширение к нижней части грохота (10—15 мм на 1 м длины колосников).

В случае достаточной жесткости колосников целесообразно их консольное закрепление лишь в верхней части грохота с сохранением в нижней части свободного их качания. При щели размером 200 мм размер куска нижнего продукта в наибольшем сечении достигает 500 мм, а при щели размером 250 мм — 700 мм. В большинстве случаев в надгрохотный продукт уходит более 7—9% мелких фракций. Количество последних в надгрохотном продукте может достигать 10—12% за счет измельчения при грохочении. Коэффициент полезного действия грохота (эффективность грохочения) не превышает 0,8.

На основе экспериментальных исследований установлена зависимость площади $F_г$ грохочения грохота с шириной щели 250 мм от гранулометрического состава исходной горной массы

$$F_г = 8{,}79 - 0{,}078\gamma_н, \text{ м}^2, \tag{168}$$

где $\gamma_н$ — процентное содержание нетранспортабельных фракций размером более 400 мм в исходной горной массе.

Производительность $Q_г$ неподвижного колосникового грохота определяется по формуле

$$Q_г = q_у F_г a, \tag{169}$$

где a — расстояние между колосниками, мм; $q_у$ — удельная производительность (т/ч), отнесенная к 1 м² площади и на 1 мм щели (табл. 82).

Необходимая площадь колосникового неподвижного грохота определяется по формуле

$$F_г = \frac{Q_г}{2{,}4a}, \text{ м}^2. \tag{170}$$

Грохоты с подвижными колосниками обладают более высокой эффективностью грохочения, требуют меньшего перепада высоты и отличаются способностью уменьшать неравномерность подачи горной массы.

Испытания виброконсольного грохота с размером колосниковой решетки 1,9 × 3 м, выполненные в ИГД Минчермета СССР при грохочении известняков Тургоякского карьера (гранулометрический состав известняков: фракции 0—700 мм — 40%; 70—200 мм — 25%;

Таблица 82

Грохот	Производительность 1 м² грохота (т/ч) при расстоянии между колосниками (мм)		
	50	75	100
Неподвижный колосниковый . .	38/0,75	40/0,53	40/0,53
Валковый с дисками	40—45/0,8—0,9	60—75/0,85—0,9	75—85/0,75
Вибрационный колосниковый . .	50/1,0	70/0,94	80/0,80

Продолжение табл. 82

Грохот	Производительность 1 м² грохота (т/ч) при расстоянии между колосниками (мм)			
	125	150	200	250
Неподвижный колосниковый . .	—	40/0,26	40/0,2	—
Валковый с дисками	100—110/0,8—0,9	125/0,85	—	
Вибрационный колосниковый . .	—	105/0,70	135/0,68	160/0,64

Примечание. Знаменатель — производительность грохота, отнесенная на 1 мм щели.

200—700 мм — 22%; 700—1200 мм — 2,5%; 1500 мм — 0,5%), показали, что при расстоянии между колосниками 0,25 м и угле их наклона 26—27° наблюдается наибольший выход подколосникового продукта крупностью до 300 мм в исходной горной массе.

При содержании в горной массе негабаритных кусков (куски, не пригодные для транспортирования конвейером) более 3—5% для их отделения применяют различные приводные грохоты — вибрационные, валковые, качающиеся и др. Наиболее распространены вибрационные грохоты тяжелых конструкций. Вибрационный грохот относится к числу подвижных грохотов. Он состоит из грузонесущего органа с закрепленной на нем колосниковой решеткой, системы опор грохота, включая упругую подвеску, приводного механизма, сообщающего грузонесущему органу определенные колебания, неподвижной опорной рамы, на которой монтируются опоры и приводной механизм. Широкое применение вибрационных грохотов объясняется их простотой конструкции, невысокой металлоемкостью и энергоемкостью, минимальным количеством вращающихся и изнашивающихся частей, относительно высокой производительностью.

Производительность $Q_{в.г}$ вибрационного грохота определяется по формуле

$$Q_{в.г} = 3600 h_г B_г v_т \gamma_р \psi, \text{ т/ч}, \quad (171)$$

где $B_г$, $h_г$ — соответственно ширина и высота короба грохота, м; $v_т$ — скорость вибротранспортирования, м/с; $\gamma_р$ — объемная масса горной массы в разрыхленном состоянии, т/м³; ψ — коэффициент заполнения сечения.

Вибрационные грохоты тяжелого типа в перегрузочных узлах чаще всего устанавливаются непосредственно под бункерами, пропускная способность которых определяется размерами выпускного отверстия. Известно, что минимальный размер выпускного отверстия бункера при самотечной разгрузке должен быть в 2 раза больше размера a_{max} наибольшего куска и в 3—7 раз больше размера d

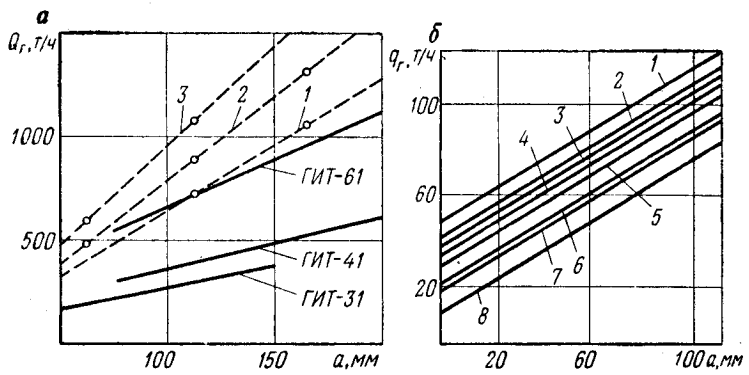


Рис. 114. График зависимости производительности грохота $Q_г$ типа «Джар-Бар» (пунктирные линии) и вибрационного грохота типа ГИТ (сплошная линия) от расстояния между колосниками a (а):

(*1, 2, 3* — при ширине грохота соответственно 1,2; 1,5 и 1,8 м); номограмма для определения удельной производительности $q_г$ вибрационного грохота, т. е. производительности, приходящейся на 1 м² грохота (*б*): (*1, 2, 3, 4* — соответственно при грохочении руды, гравия, каменной соли, породы; *5, 6, 7* — при грохочении различных каменных углей; *8* — при грохочении кокса)

среднего куска. Так как ширина грохота непосредственно связана с шириной разгрузочного отверстия бункера, она должна удовлетворять условию

$$B_г \geqslant 2a_{max} \geqslant (3 \div 7) d, \text{ м}. \quad (172)$$

У вибрационных грохотов с увеличением ширины грохота повышаются основные технологические параметры. При этом приращение производительности по питанию грохота опережает рост его веса.

С ростом производительности удельная энергоемкость валковых грохотов несколько ниже, чем у вибрационных, а удельная металлоемкость их при тех же параметрах значительно выше, чем у вибрационных.

Удельная производительность грохота может быть также определена графическим методом (рис. 114).

При увеличении щели у валковых и вибрационных грохотов возрастает производительность, а эффективность грохочения растет при уменьшении угла наклона грохота. При угле наклона 18° она остается постоянной и резко снижается при возрастании угла наклона до 24°.

Вибрационные грохоты обладают наиболее высокой эффективностью грохочения. При коэффициенте режима вибрационного грохота, равном $k_г = 2{,}7 \div 3$, эффективность грохочения достигает 95%.

Коэффициент $k_г$ режима вибрационного грохота определяется по формуле

$$k_г = \frac{A\omega^2}{g} \cdot \frac{\sin\beta}{\cos\alpha}, \qquad (173)$$

где A и ω — соответственно амплитуда и частота колебаний грузонесущего органа; β — угол вибрации, градусы; α — угол наклона колосниковой решетки, градусы; g — ускорение силы тяжести, м/с².

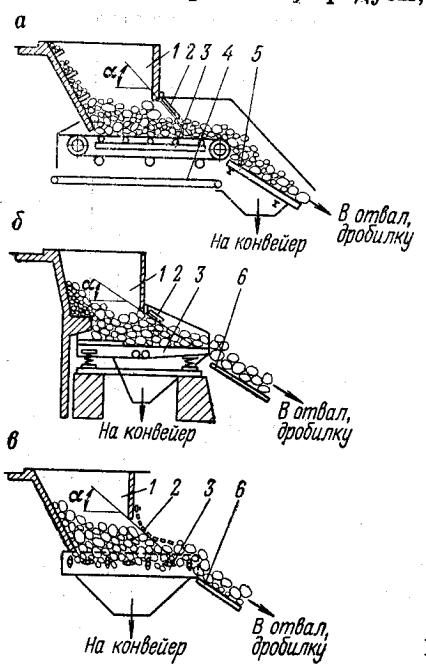


Рис. 115. Схема перегрузочного пункта с пластинчатым питателем и неподвижным колосниковым грохотом (*а*), вибрационным грохотом-питателем (*б*) и валковым грохотом-питателем с эллиптическими валками (*в*):

1 — бункер; *2* — затвор; *3* — исполнительный орган; *4* — конвейер для удаления просыпи; *5* — неподвижный колосниковый грохот; *6* — направляющий лоток

Вибрационные питатели-грохоты наиболее полно отвечают требованиям дробильно-перегрузочных или грохотильно-перегрузочных пунктов на карьерах при автомобильно-конвейерном транспорте. Принципиальная схема перегрузочного пункта с различным типом грохота приведена на рис. 115.

В 1967 г. на карьере № 2 Гайского горно-обогатительного комбината сооружен перегрузочный узел с вибрационным тяжелым питателем-грохотом СВГ-1 конструкции ИГД Минчермета СССР и ИГД им. А. А. Скочинского, сконструированным для автомобильно-конвейерного транспорта.

Техническая производительность питателя-грохота СВГ-1

Производительность грохота по питанию, т/ч	1500—2000
Размер наибольшего куска, м	1,2
Площадь колосниковой решетки, м²	6
Мощность двигателя, кВт	30
Возмущающая сила вибраторов	$196 \cdot 10^3$
Масса грохота без электродвигателя, т	8,5
Размеры грохота в плане, м	4,5 × 2,5

Тяжелые грохоты и грохоты-питатели ГИТ-41, ГИТ-51, ГИТ-61 и ГИТ-71 производительностью 400—2000 т/ч выпускают Костромской завод «Строммашина» и Воронежский завод горно-обогатительного оборудования. Характеристика серийно выпускаемых вибрационных и валковых грохотов для крупнокусковой скальной горной массы приведена в табл. 83.

При содержании в исходной горной массе крупных кусков размером, превышающим допустимый размер для перемещения ленточными конвейерами, свыше 20—25% возникает необходимость замены грохотильного оборудования перегрузочных пунктов на дробильное. Конусные дробилки имеют приемные отверстия до 3500 мм. Обычно они работают под завалом и не требуют установки над ними грохотов для отделения крупных кусков. Если такие грохоты устанавливаются, то для отделения мелких фракций, не нуждающихся в дроблении. Конусные дробилки монтируются на массивных фундаментах, поэтому они наиболее соответствуют стационарным перегрузочным пунктам или полустационарным с длительным сроком существования. Конусные дробилки имеют серьезный недостаток, заключающийся в необходимости иметь пространство для их размещения высотой 20 м и более. Ремонт и обслуживание конусных дробилок несколько сложнее, чем щековых дробилок. Однако конусные дробилки, как правило, при той же металлоемкости и энергоемкости обладают значительно большей производительностью, чем щековые дробилки. Они наиболее соответствуют высокопроизводительным перегрузочным пунктам при автомобильно-конвейерном транспорте. Степень измельчения материала конусными дробилками достигает 8 (чаще равна 3—4). Техническая характеристика конусных дробилок, выпускаемых заводом

Таблица 83

Показатели	Вибрационные грохоты				Валковые грохоты			
	ГИТ-31	ГИТ-41	ГИТ-51	ГИТ-61	ГИТ-71	ГР-150	ГВ-11-75АВ	ГВ-11-100В
Производительность по питанию, т	350	450	600	900	2000	400	600	600
Ширина грохота, м	1,25	1,50	1,75	2,0	2,5	1,27	1,50	1,50
Площадь просеивающей поверхности, м²	3,12	4,5	6,12	8,0	12,5	3,1	4,5	4,5
Максимальная крупность исходной горной массы, м	0,75	1,0	0,35	1,3	1,1	0,3	0,3	0,3
Ширина щели колосниковой решетки, мм	150	200	80	200	100	150	75	100
Мощность электродвигателя, кВт	10	14	10	20	30	8	8	8
Общая масса, т	3,55	5,1	5,0	9,7	13,5	3,9	6,5	5,8

Показатели	«Джар-Бар»		
Производительность по питанию, т	1200	1800	2600
Ширина грохота, м	1,20	1,50	1,80
Площадь просеивающей поверхности, м²	4,6	7,0	9,7
Максимальная крупность исходной горной массы, м	—	—	—
Ширина щели колосниковой решетки, мм	190	190	190
Мощность электродвигателя, кВт	15	18,5	18,5
Общая масса, т	15	22	27

Показатели	Дробилки с механическим регулированием разгрузочной щели				
	ККД-500/75	ККД-900/130	ККД-1200/150	ККД-1500/180	ККД-1500/300
Ширина загрузочного отверстия, мм	500	900	1200	1500	1500
Максимальный размер кусков питания, мм	400	750	1000	1200	1200
Число качаний подвижного конуса в минуту	160	140	120	80	82
Производительность, м³/ч	150	340	680	1150	2300
Мощность приводного электродвигателя, кВт	125	250	2×200	2×320	2×400
Собственная масса, т	39	130	235	395	610

Уралмаш, приведена в табл. 84. На рис. 116 показана конусная дробилка ККД-1500/180 с гидравлическим регулированием щели (ГРЩ). Дробилка выполнена на базе серийной машины с верхним подвесом неподвижного конуса и отличается наличием гидравлической опоры. Подвижной конус через опорный вал опирается на поршень гидравлического цилиндра, который воспринимает массу узла и вертикальную составляющую усилия дробления. С 1967 г. завод Уралмаш выпускает преимущественно дробилки с гидравлическим регулированием щели и предохранительными устройствами при попадании в дробилку недробимых тел и снижающих износ брони.

Одним из последних конструктивных решений является дробилка с верхним гидравлическим подвесом подвижного конуса (ГВП).

Для крупного дробления железных руд на горно-обогатительных комбинатах Кривбасса применяют преимущественно конусные дробилки ККД-1500/180 (приемная щель шириной 1500 мм, выпускная — 180 мм) с боковой или центральной разгрузкой. Показатели их работы приведены в табл. 85.

Производительность $Q_{к.д}$ конусной дробилки прямо пропорциональна ширине выпускной щели и диаметру дробящего конуса

$$Q_{к.д} = K_п \gamma_р D_а^{2,5} b_щ, \text{ т/ч}, \quad (174)$$

где $K_п$ — коэффициент пропорциональности (для дробилок с боковой разгрузкой $K_п = 0{,}98$); $\gamma_р$ — объемная масса горной массы в разрыхленном состоянии, т/м³; $D_а$ — активный диаметр дробящего конуса (диаметр в плоскости торца неподвижной брони), м; $b_щ$ — ширина выпускной щели, мм.

Таблица 84

Дробилки с гидравлическим регулированием разгрузочной щели					
с нижней гидравлической опорой подвижного конуса				с верхним гидравлическим подвесом подвижного конуса	
ККД-500/75-ГРЩ	ККД-900/130-ГРЩ	ККД-1200/150-ГРЩ	ККД-1500/180-ГРЩ	ККД-1500/150-ГВП	ККД-1500/180-ГВП
500	900	1200	1500	1200	1500
400	750	1000	1200	1000	1200
160	140	120	80	120	80
150	340	680	1150	840	1450
125	250	320	400	320	400
43,5	140	242	405	257	435

Конусная дробилка ККД-1500/180 является наиболее распространенной дробилкой на рудных карьерах. При времени чистой работы дробилки 6000 ч в год ее производительность достигает 12 млн. т. При ширине выпускной щели 180 мм размер наибольших кусков после дробления достигает 350—400 мм, что вызывает необходимость перед подачей дробленой горной массы на конвейер установки питателя. Кроме мощной дробилки ККД-1500/300 намечается создание еще более мощной дробилки ККД-2000/300 производительностью 5000—6000 т/ч, рассчитанной на прием горной массы от экскаваторов с ковшом емкостью 6—8 м³ и более. Такие дробилки будут способны удовлетворить потребность автомобильно-конвейерного транспорта будущего.

Общая тенденция применения на перегрузочных пунктах мощных конусных дробилок прослеживается и за рубежом.

Щековые дробилки имеют приемные отверстия до 1500 × 2100 мм. Как правило, на перегрузочных пунктах устанавливают две щековые дробилки, заменяющие одну конусную. В щековые дробилки горная масса подается питателями, вследствие чего общая масса оборудования получается на 30—40% больше, чем при конусных дробилках. При выходе из строя одной из щековых дробилок в работе остается вторая. Щековые дробилки более компактны, имеют меньшую высоту, более просты и менее сложны в монтаже и перемещении. Поэтому они наиболее предпочтительны на временных перегрузочных пунктах и при размещении перегрузочных грохотильно-дробильных пунктов в подземных камерах. Прием горной массы у щековых дробилок односторонний, в то время как конусные дробилки способны принимать горную массу с нескольких сторон. Стоимость оборудования

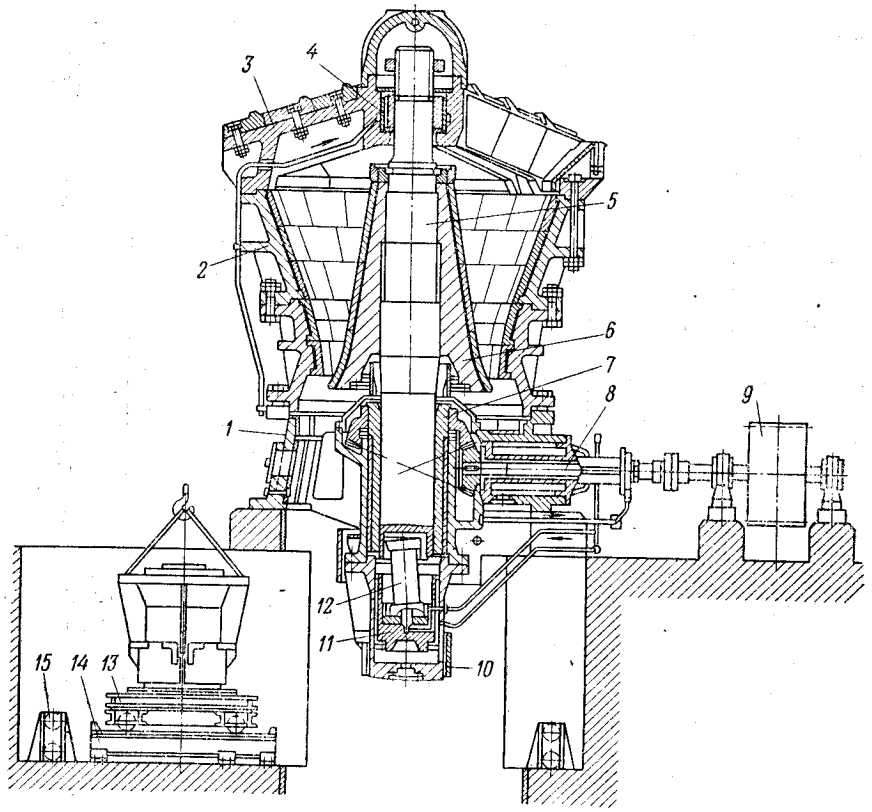


Рис. 116. Конусная дробилка ККД-1500/180 с гидравлическим регулированием щели:

1 — станина; *2* — средняя часть корпуса; *3* — траверса; *4* — верхняя опора конуса; *5* — подвижный конус; *6* — пылевое уплотнение; *7* — эксцентрик; *8* — приводной вал; *9* — привод; *10* — гидравлический цилиндр; *11* — поршень; *12* — опорный вал; *13* — тележка; *14* — выдвижная площадка рельсового пути; *15* — стойка с блоком

Таблица 85

Горно-обогатительный комбинат	Число эксплуатируемых дробилок	Крупность исходной горной массы, мм	Крупность дробленой горной массы, мм	Производительность дробилки, т/ч
Южный № 1	1	1200	350	1600
Южный № 2	2	—	350	1300
Ново-Криворожский	1	1800	350	1570
Центральный	2	1200	350	1700

Примечание. В таблице приведены данные П. Е. Остапенко.

Таблица 86

Показатели	Щековые дробилки с приемным отверстием размером (мм)			
	900×1200	1200×1500	1500×2100	2100×2500
Ширина приемного отверстия, мм	900	1200	1500	2100
Размер загружаемых наибольших кусков, мм	650	850	1100	1800
Ширина выпускной щели, мм	130	150	180	300
Производительность, м³/ч	80	130	240	430
Ход щеки (у разгрузочной щели), мм	30	—	43,6	—
Угол наклона щеки, градусы	22	—	22	—
Масса дробилки без электродвигателя, т	58,6	138,9	209,0	400,0
Расстояние от верха фундамента до крюка, мм	5640	7600	8820	—
Рекомендуемая грузоподъемность крана, т	15	30	50	100

Примечание. Производительность дробилки получена для горной массы с объемной массой 3,5 т/м³ (в целике).

перегрузочного пункта с конусной дробилкой на 20—25% меньше, чем с двумя щековыми дробилками. Производительность дробилки обычно принимается с резервом, равным 20—25% (при одном экскаваторе) и 10—15% (при двух экскаваторах и более). Техническая характеристика щековых дробилок приведена в табл. 86.

Производительность $Q_{щ.д}$ щековых дробилок определяется по формуле

$$Q_{щ.д} = K_п L_щ B_щ b_щ \gamma_р, \text{ т/ч}, \quad (175)$$

где $K_п$ — коэффициент учитывающий трудность дробления; $B_щ$ — ширина приемной щели, м; $L_щ$ — длина приемной щели, м; $b_щ$ — ширина выпускной щели, м.

Коэффициент $K_п$ зависит от кусковатости горной массы. Для крупно-, средне- и мелкокусковой горной массы он равен соответственно 1, 1,25 и 1,5.

Щековые дробилки выбирают, исходя из размера наибольшего куска в исходной горной массе и производительности при заданной ширине выпускной щели.

По производительности одна конусная дробилка В-1500 заменяет три щековые дробилки с приемным отверстием 1500 × 2100 мм. Конструктивный вес у сравниваемой конусной дробилки примерно в 2 раза больше, чем у сравниваемой щековой дробилки. Однако удельная металлоемкость у конусной дробилки значительно меньше, чем у щековой (0,235 против 0,4). Расход электроэнергии у конусной дробилки также меньше (почти в 2 раза).

Молотковые дробилки еще более компактны по сравнению со щековыми, имеют в 2—3 раза меньший вес по сравнению с конусными той же производительности. Молотковые дробилки не могут работать под завалом. Они предназначены для крупного, среднего и мелкого

Таблица 87

Показатели	Роторные дробилки			
	ДРК-12×10 (СМД-86)	ДРК-16×12	ДРК-20×16 (СМД-87)	ДРК-25×20
Размеры ротора, мм:				
диаметр	1250	1600	2000	2500
длина	1000	1250	1600	2000
Размеры приемного отверстия, мм:				
длина	1000	1250	1600	2000
ширина	875	1100	1400	1750
Производительность, м³/ч	125	200	370	560
Размер наибольших кусков загружаемой горной массы, мм	600	800	1100	1500
Размер наибольших кусков после дробления, мм	31	33	36	38
Установленная мощность (номинальная), кВт	100	160	250	400
Основные размеры, мм:				
длина	3200	4200	5600	6500
ширина	2800	2800	3000	4600
высота	2800	3500	4400	5500
Масса дробилки без электродвигателя, т	15	30	60	100

дробления хрупкой (гипс, известняк, песчаник, асбестовые руды с коэффициентом крепости $f = 10 \div 12$), а также глинистой горной массы. Степень измельчения молотковыми дробилками на перегрузочных пунктах составляет 6—8 (может достигать 20), расход электроэнергии 0,6—1,5 кВт·ч/т. Молотковые дробилки отличаются простотой ухода за ними. Стоимость молотковых дробилок на единицу производительности в 5 раз ниже, чем щековых, и в 4 раза ниже, чем конусных. Удельный расход электроэнергии у них на 80% меньше, чем у щековых, и на 20% меньше, чем у конусных дробилок. Работа молотковых дробилок легко регулируется. Молотковые дробилки строятся с приемным отверстием до 1600 × 2000 мм, массой до 70—80 т и мощностью двигателя до 500 кВт. Горная масса в дробилку подается питателем. В последние годы наибольшее применение находят двусторонние молотковые дробилки, имеющие значительно большую производительность, чем односторонние, а вес в 4 раза меньше, чем щековые. На отечественных карьерах молотковые дробилки имеют пока ограниченное применение. Они могут применяться для дробления неабразивной горной массы с пределом прочности на сжатие до 15 кН/см². Для перегрузочных пунктов при наличии соответствующих скальных пород наиболее перспективны роторные дробилки крупных размеров, выпускаемые Выксунским машиностроительным заводом. Техническая характеристика крупных роторных дробилок приведена в табл. 87.

Перед всеми дробилками обычно размещают электромагнитные устройства для улавливания металлических предметов в случае попадания их в загружаемую горную массу. Для быстрого удаления из дробилок металла и застрявших кусков породы используют специальные пневматические подъемники.

Поиски новых средств дробления привели к созданию в ИГД им. Скочинского двухщековой виброударной динамически уравновешенной дробилки с приемным отверстием 600 × 900 мм. Заложенный в дробилке принцип высокочастотного (до 2500 ударов в минуту) виброударного дробления горных пород открывает реальные возможности создания легких (бесфундаментных) высокопроизводительных внутрикарьерных дробильно-перегрузочных пунктов. Опытный образец щековой виброударной дробилки имеет размеры 1200 × × 1500 мм, производительность 700 т/ч, массу 60 т, мощность привода 280 кВт. Дробилка предназначена для дробления горной массы крупностью до 1000 мм.

ИГТМ АН УССР разработана дробилка цилиндрического типа. Она отличается малой высотой, отсутствием колебаний и вибрации и способна дробить горную массу с коэффициентом крепости $f = 18 \div 20$ по шкале проф. М. М. Протодьяконова. Дробление происходит в серповидном зазоре между внутренней и наружной цилиндрическими поверхностями дробилки, причем направление дробления в горизонтальной плоскости перпендикулярно направлению потока горной массы по вертикали.

Помимо грохотов и дробилок на перегрузочных пунктах при автомобильно-конвейерном транспорте широко применяются пластинчатые питатели, предназначенные для равномерной подачи из бункера крупнокусковой горной массы насыпной массой до 2,5—3 т/м³ на грохоты или непосредственно в дробилки первичного дробления. Являясь дном бункера, лента питателя может воспринимать наряду со статистическими нагрузками соответствующего объема горной массы также динамические нагрузки крупных кусков массой до 3—6 т, падающих с высоты до 5—6 м, при условии, что на ленте уже находится слой горной массы высотой не менее 1—1,5 м. Производительность $Q_п$ питателя определяется по формуле

$$Q_п = 3600v\,(B_п - 0{,}1)\,h_м\gamma_р,\ \text{т/ч}, \qquad (176)$$

где v — скорость движения ленты, м/с; $B_п$ — ширина ленты, м; $h_м$ — высота слоя горной массы у выхода из бункера (при крупнокусковой горной массе высота слоя принимается равной размеру наибольшего куска), м; $\gamma_р$ — объемная масса горной массы в разрыхленном состоянии, т/м³.

Пластинчатые питатели тяжелого типа выпускаются Электростальским заводом тяжелого машиностроения. Техническая характеристика их приведена в табл. 88.

С целью лучшего формирования потока дробленой горной массы при поступлении ее на ленту магистрального конвейера и с целью уменьшения износа ленты применяют короткие разгонные конвейеры,

Таблица 88

Показатели	Пластинчатые питатели									
	1-18-60	1-18-90	1-18-120	1-18-150	1-18-180	1-24-90	1-24-120	1-24-150	1-24-180	
Ширина ленты, мм	1800	1800	1800	1800	1800	2400	2400	2400	2400	
Расстояние между осями ведущего и ведомого валов, мм	6000	9000	12 000	15 000	18 000	9000	12 000	15 000	18 000	
Скорость движения ленты, м/с	0,02—0,06					0,02—0,06				0,02—0,06
Производительность, м³/ч	117—350	117—350	117—350	117—350	117—350	200—600	200—600	200—600	200—600	200—600
Масса без электрооборудования, т	53,0	66,0	80,0	93,0	106,0	76,0	92,0	108,0	125,0	
Мощность электродвигателя, кВт	28,0	28,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	40,0	55,0	
Максимальная крупность загружаемой горной массы, мм	1200	1200	1200	1200	1200	1500	1500	1500	1500	

которые размещают непосредственно под дробилками. Они имеют скорость движения ленты на 10% больше, чем скорость ленты последующего конвейера. Однако их применение не всегда оправдано. Наличие двух перепадов (с питателя или бункера на ускоритель, а затем на основную ленту) ведет к повышенному расходу ленты, так как практически не удается снизить высоту падения горной массы с конвейера-ускорителя на основной конвейер менее 1,2—1,5 м. Кроме того, наличие дополнительного звена в цепи конвейеров снижает эксплуатационную надежность транспортной системы. При этом вследствие малого срока службы ленты на коротком конвейере-питателе увеличивается объем ремонтных работ. Для защиты ленты от пробоя единичными ударами большой силы на участке погрузки в некоторых случаях устанавливают неприводную опорную ленту, натянутую на два свободно вращающихся барабана диаметром 300—400 мм и движущуюся синхронно с основной лентой за счет силы трения. Под бункером или направляющей течкой, в которые поступает дробленый материал для регулирования подачи его на конвейер устанавливают вибрационные или другие питатели.

§ 3. Определение емкости приемных бункеров при автомобильно-конвейерном транспорте

Для обеспечения устойчивой работы конвейерной линии и сокращения простоев автомобильного транспорта на перегрузочных пунктах предусматривается сооружение бункерных устройств. Технологическая емкость бункера, наряду с его пропускной способностью, является одним из основных параметров дробильно-перегрузочной или грохотильно-перегрузочной установки. Неравномерность транспортного процесса вызывает необходимость установления емкости бункера с учетом этого фактора. Емкость бункера определяется с помощью методов теории массового обслуживания. При этом учитывается неравномерность прибытия на перегрузочный пункт груженых автосамосвалов и поступления на грохот горной массы с различным гранулометрическим составом. С точки зрения бункеризации транспортируемой горной массы конвейерную линию в совокупности с перегрузочным пунктом можно рассматривать как разомкнутую систему массового обслуживания. Из условия обеспечения устойчивой работы конвейерной линии принимается, что необходимый объем горной массы, поступающей на перегрузочный пункт в единицу времени (производительность автотранспорта) должен быть выше производительности конвейера. Для установления объема бункера предварительно определяется параметр $\alpha_в$ потока требований по формуле

$$\alpha_в = \frac{\lambda_в}{\mu_в}, \qquad (177)$$

где $\lambda_в$ — интенсивность потока требований; $\mu_в$ — общая интенсивность поступления автосамосвалов.

В свою очередь:

$$\lambda_в = \frac{Q_ч}{q_а \gamma_г}; \qquad (178)$$

$$\mu = \frac{Q_а}{q_а}, \qquad (179)$$

где $Q_ч$ — часовая производительность конвейера, т; $\gamma_г$ — коэффициент разделения горной массы на грохоте; $q_а$ — грузоподъемность автосамосвала, т; $Q_а$ — часовая производительность автотранспорта, т.

Подставляя выражения (178) и (179) в формулу (177), получим

$$\alpha_в = \frac{Q_ч}{Q_а \gamma_г}. \qquad (180)$$

Потребная емкость бункера, обеспечивающая устойчивую работу всех звеньев транспортного процесса, определится по формуле

$$V_б = \frac{S_р^{S_р} Q_ч^{S_р+1}}{Q_а^{S_р-1} \gamma_г^{S_р-1} S_р! (Q_а \gamma_г - Q_ч)} \times$$

$$\times \frac{q_а \gamma_г}{\dfrac{S_р^{S_р} Q_ч^{S_р}}{Q_а^{S_р-1} \gamma_г^{S_р-1} S_р! (Q_а \gamma_г - Q_ч)} \sum_{n=0}^{S_р-1} \dfrac{S_р^n Q_ч^n}{Q_а^n \gamma_г^n n!}}, \qquad (181)$$

где $S_р$ — число мест разгрузки автосамосвалов.

Расчеты показывают, что емкость бункера незначительно уменьшается с ростом числа мест разгрузки. Для автосамосвалов грузоподъемностью 27 т при изменении числа мест разгрузки с 2 до 6 масса горной массы бункера уменьшается на 20 т. С увеличением грузоподъемности автосамосвалов емкость бункера пропорционально возрастает. Так, увеличение грузоподъемности автосамосвалов в 2 раза вызывает необходимость увеличения емкости бункера также в 2 раза. Ухудшение качества дробления горной массы (особенно при содержании фракций +400 мм более 20%) приводит к увеличению емкости бункера. Существенно упрощает расчет емкости бункера при проектировании автомобильно-конвейерного транспорта номограмма (рис. 117), составленная на основе формулы (181). Установлено, что если одно место разгрузки, оборудованное бункером емкостью 40 т, обеспечивает при непрерывной работе конвейера его производительность 900—1000 т/ч, то при емкости бункера, равной 80 т, производительность конвейера достигает 1200—1300 т/ч. Вероятность простоя автосамосвалов при переполнении горной массой бункера емкостью 80 т снижается на 20—30% по сравнению с бункером емкостью 40 т. При двух местах разгрузки вероятность простоя автосамосвалов уменьшается на 15%. При одном месте разгрузки, оборудованном бункером емкостью 40 или 80 т, при горной массе с содержанием фракций +400 мм до 8%, производительность автотранспорта составляет соответственно 1200 и 1400 т/ч.

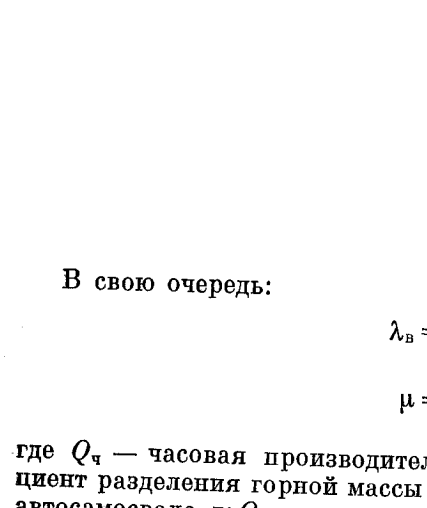


Рис. 117. Номограмма для определения емкости бункера при коэффициенте $\gamma_г = 0{,}6$

§ 4. Определение длины фронта разгрузки и производительности перегрузочных пунктов

Перегрузочный пункт, оборудованный несколькими приемными устройствами, представляет собой разомкнутую систему массового обслуживания с несколькими параллельными линиями. Производительность перегрузочного пункта определяется исходя из пуассоновского распределения входящего транспортного потока и показательного распределения продолжительности разгрузки автосамосвалов.

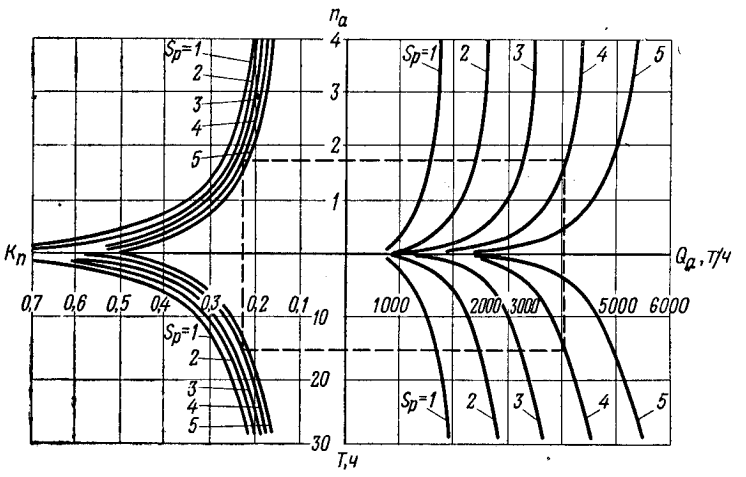


Рис. 118. Номограмма для определения числа мест разгрузки и пропускной способности перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте

Число мест разгрузки или длина разгрузочного фронта связаны функциональной зависимостью с производительностью перегрузочного пункта и продолжительностью простоев автосамосвалов в ожидании разгрузки. Исследование работы перегрузочного пункта с помощью теории массового обслуживания позволило установить пропускную способность перегрузочного пункта в зависимости от числа

Таблица 89

Коэффициент загрузки бункера	Емкость бункера в относительных единицах при производительности перегрузочного пункта в относительных единицах, равных							
	1	3	5	7	9	11	13	14
0,65	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0	1,0
0,70	0,5	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0	1,5	1,5
0,75	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0	1,5	1,5	1,5
0,80	0,5	0,5	1,0	1,5	1,5	2,0	2,0	2,0
0,85	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,0	3,5
0,90	0,5	1,5	2,0	3,0	3,5	4,5	5,5	5,5
0,95	1,0	3,0	4,5	6,5	8,0	10,0	12,0	12,5

Примечание. В таблице приведены данные при использовании автосамосвалов грузоподъемностью 27 т.

Таблица 90

Грузоподъемность автосамосвала, т	Рациональное число мест разгрузки при ширине конвейерной ленты (мм)				
	1000	1200	1400	1600	2000
12	3	4	5	8	15
18	2	3	4	5	9
27	2	2	3	4	8
40	1	2	3	4	6
75	1	2	2	3	5
110	—	—	1	2	3

мест разгрузки $S_р$, количества автосамосвалов в ожидании разгрузки $i_а$, коэффициента простоя мест разгрузки $K_п$ и общего времени простоя автотранспорта за смену T (рис. 118).

Величина рациональной емкости бункера возрастает с увеличением производительности перегрузочного пункта. Значения рациональной емкости бункера в относительных единицах в зависимости от производительности перегрузочного пункта и коэффициента загрузки бункера приведены в табл. 89.

Увеличение фронта разгрузки перегрузочного пункта позволяет сократить влияние неравномерности транспортного процесса на степень использования оборудования и повысить производительность каждого места разгрузки. Однако создание внутрикарьерного перегрузочного пункта с увеличенной длиной фронта разгрузки связано с ростом капитальных затрат. Поэтому рациональный фронт разгрузки должен устанавливаться с учетом производительности автотранспорта и полного использования приемных устройств перегрузочного пункта и конвейеров. В табл. 90 приведены значения рационального количества мест разгрузки на перегрузочном пункте в зависимости от грузоподъемности автосамосвалов и ширины конвейерной ленты.

Приведенные в табл. 90 данные применимы лишь для автосамосвалов с задней разгрузкой при устройстве специальных разгрузочных площадок возле приемных бункеров дробильно-перегрузочных пунктов. Для осуществления маневровых операций автосамосвалами требуются площадки с различными размерами в зависимости от направления движения и схемы маневров (рис. 119). Схемы движения автосамосвалов в зависимости от расположения мест разгрузки относительно бункера приведены в табл. 91, 92, 93. В соответствии с типоразмерами дробилок и рассматриваемыми схемами производства маневровых операций графическим способом определены минимальные размеры перегрузочных площадок (табл. 94). При этом радиус поворота автосамосвалов принимался равным 1,2 минимального радиуса поворота наружного переднего колеса, минимальное расстояние от крайних выступающих частей автосамосвала до кромки уступа и здания дробильно-перегрузочного пункта принималось равным 3 м, а расстояние между двумя встречными автосамосвалами — 1,5 м.

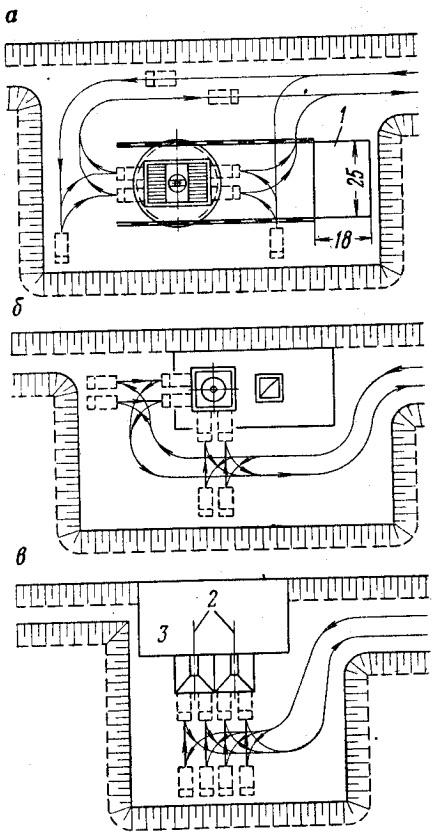


Рис. 119. Схема перегрузочной площадки открытого типа с дробилкой ККД-1500/180 (*а*), в здании с дробилкой ККД-1500/180 (*б*) и в здании с двумя щековыми дробилками ЩКД-1500×2100 (*в*):
1 — монтажная площадка; *2* — ось дробилки; *3* — ось конвейера

Схемы движения автосамосвалов на перегрузочных площадках, соответствующие индексам табл. 91, 92, 93, приведены на рис. 120. Для ускорения маневров автосамосвалов на перегрузочных площадках применяются специальные разгрузочные устройства, обеспечивающие непрерывное движение автосамосвалов без перемены направления движения. К ним относятся надбункерные передвижные и подъемные мосты и устройства с откидными лядами. Наиболее простым разгрузочным устройством является надбункерный мост с двумя откидными лядами, которые после проезда по ним груженого автосамосвала откидываются в стороны, открывая разгрузочные отверстия. К числу подобных сооружений относится приемное устройство для

Таблица 91

Схемы движения автосамосвалов при расположении мест разгрузки в одном секторе приемной воронки дробилки и в направлении, перпендикулярном направлению разгрузки

Тип заезда-выезда автосамосвалов на перегрузочную площадку	Наличие объезда вокруг дробилки	Движение при разворотах к месту разгрузки	Индекс схемы
Односторонний тупиковый	Имеется	Вперед	А1
		Назад	А2
		Комбинированное	А3
То же	Не имеется	Вперед	А4
		Назад	А5
		Комбинированное	А6
Сквозной в одном направлении	Не имеется	Вперед	А7
		Назад	А8
		Комбинированное	А9
Сквозной в оба направления	Имеется	Вперед	А10
		Назад	А11
		Комбинированное	А12

Таблица 92

Схемы движения автосамосвалов при расположении мест разгрузки в ряд

Тип заезда-выезда автосамосвалов на перегрузочную площадку	Направление заезда на перегрузочную площадку	Движение при разворотах к месту разгрузки	Индекс схемы
Фланговый тупиковый односторонний	Слева	Вперед	Б1
		Назад	Б2
	Справа	Вперед	Б3
		Назад	Б4
Фронтальный с круговым разворотом	—	Вперед	Б5
Сквозной в одном направлении	Слева направо	Вперед	Б6
		Назад	Б7
	Справа налево	Вперед	Б8
		Назад	Б9
Сквозной в оба направления	—	Вперед	Б10
		Назад	Б11
		Комбинированное	Б12

разгрузки автосамосвалов с самоустанавливающимися полуплатформами, разработанное Днепропетровским горным институтом (рис. 121). Приемная способность перегрузочных пунктов, оборудованных устройствами с откидными лядами в 1,7—1,9 раза больше, чем пунктов с тупиковой разгрузкой автосамосвалов. Производительность перегрузочных пунктов возрастает с сокращением времени

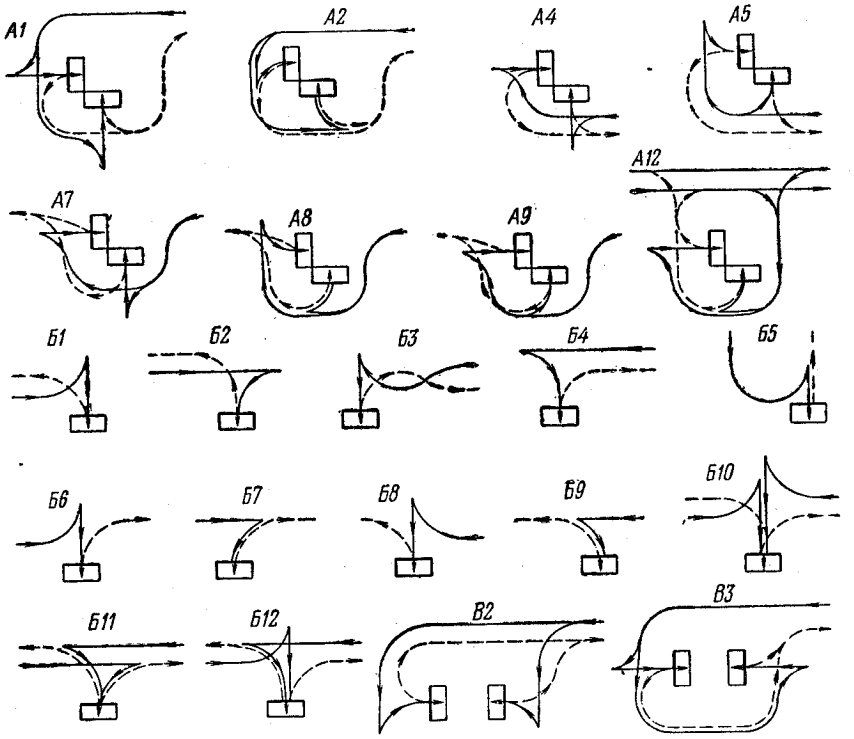


Рис. 120. Схемы движения самосвалов на перегрузочных площадках, соответствующие индексам, приведенным в табл. 90, 91, 92

Таблица 93

Схемы движения автосамосвалов при расположении мест разгрузки на противоположной стороне приемной воронки бункера

Наличие объезда вокруг дробилки	Движение при разворотах к месту разгрузки	Индекс схемы
Не имеется	Вперед	В1
	Назад	В2
Имеется	Вперед	В3
	Назад	В4

Таблица 94

Дробильная установка	Автосамосвал	Габариты перегрузочных площадок (м) при автомобильно-конвейерном транспорте							
		Схемы движения							
		А1	А2	А4	А5	А7	А8	А10	А11
С конусной дробилкой ККД-1500/180	БелАЗ-540	65×95	63×86	49×95	47×86	49×90	47×86	70×95	68×95
	БелАЗ-548	72×99	72×88	53×99	53×88	53×94	53×88	78×99	78×99
	БелАЗ-549	75×104	77×93	56×104	58×93	56×98	58×93	83×104	84×104

		Схемы движения									
		Б1	Б2	Б3	Б4	Б5	Б6	Б7	Б8	Б9	Б10	Б11
С двумя щековыми дробилками ЩКД-1500×2100	БелАЗ-540	60×67	51×67	60×67	51×67	—	60×70	51×70	60×70	51×70	76×70	67×70
	БелАЗ-548	63×68	52×70	63×68	52×70	—	63×71	52×73	63×71	52×73	79×71	68×73
	БелАЗ-549	67×70	56×74	67×70	56×74	—	67×73	56×77	67×73	56×77	86×73	75×77
С одной щековой дробилкой ЩКД-1500×2100	БелАЗ-540	48×60	51×48	48×60	51×48	41×57	51×60	51×51	51×60	51×51	51×76	51×67
	БелАЗ-548	49×63	52×52	49×63	52×52	41×60	52×63	54×54	52×63	54×52	52×79	54×68
	БелАЗ-549	51×67	56×55	51×67	56×55	44×62	54×67	58×56	54×67	58×56	54×86	58×75

		Схемы движения			
		В1	В2	В3	В4
Открытого типа с конусной дробилкой ККД-1500/180 с монтажной площадкой	БелАЗ-540	47×116	57×57	57×116	57×97
	БелАЗ-548	53×125	63×102	60×126	63×102
	БелАЗ-549	56×132	66×109	63×131	66×109
Без монтажной площадки	БелАЗ-540	47×98	57×79	57×94	57×79
	БелАЗ-548	53×107	63×84	60×104	63×84
	БелАЗ-549	56×114	63×91	63×109	66×91

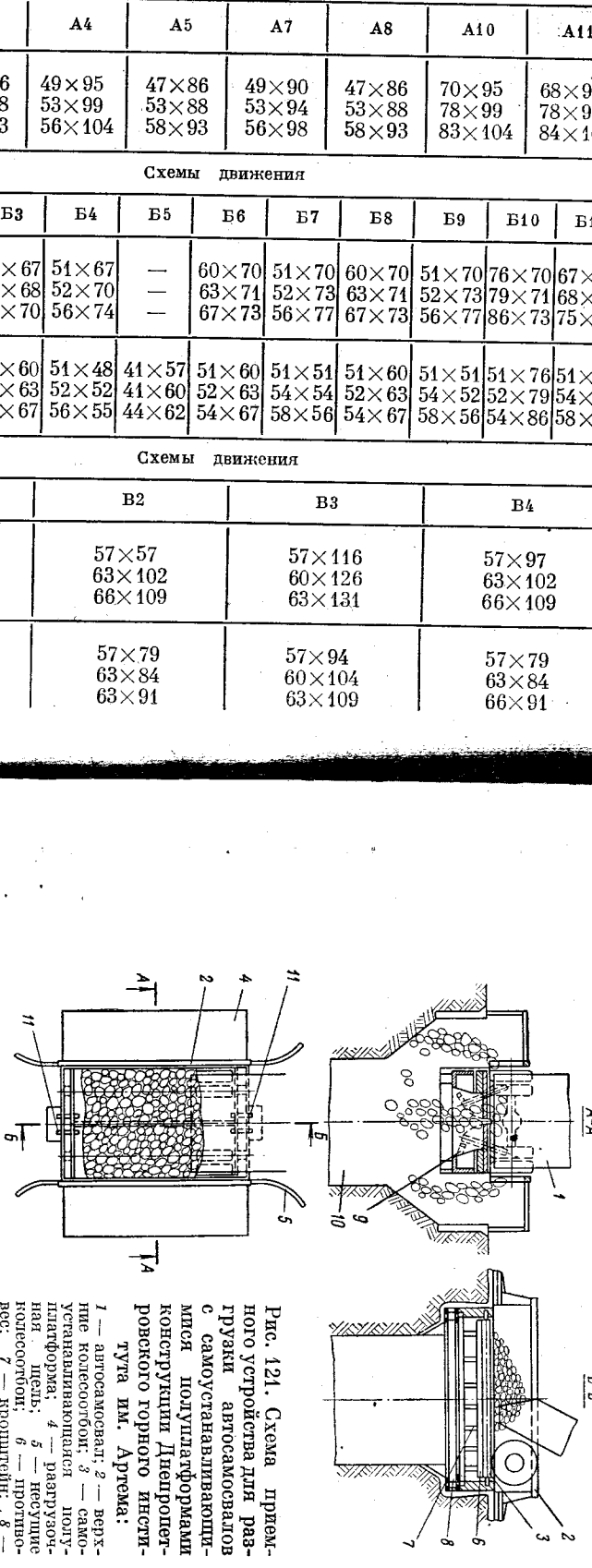


Рис. 121. Схема приемного устройства для разгрузки автосамосвалов с самоустанавливающимся полуплатформами конструкции Днепропетровского горного института им. Артема:

1 — автосамосвал; *2* — верхние колесоотбои; *3* — самоустанавливающаяся полуплатформа; *4* — разгрузочная щель; *5* — несущие колесоотбои; *6* — противовес; *7* — кронштейн; *8* — опорная рама; *9* — упоры; *10* — рудоспуск; *11* — стопор

Таблица 95

Показатели	При использовании автосамосвалов			
	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-548В
Годовая производительность перегрузочного пункта, оборудованного устройством с откидными лядками для одновременной разгрузки двух автосамосвалов, млн. т:				
при работе в 2 смены	18,8	19,8	21,6	31,3
при работе в 3 смены	28,1	29,6	32,4	46,8
Годовая производительность перегрузочного пункта для одновременной разгрузки двух автосамосвалов с маневрированием, млн. т:				
при работе в 2 смены	10,8	11,6	13,1	18,9
при работе в 3 смены	16,0	17,4	19,6	28,4

Примечание. В таблице приведены данные по Ю. П. Астафьеву и Ф. К. Алексееву.

маневров и разгрузки автосамосвалов, с увеличением числа мест разгрузки (фронта разгрузки) и грузоподъемности автосамосвалов (табл. 95).

Производительность $Q_{д.\,п}$ дробильно-перегрузочного пункта со щековыми дробилками определяется по формуле

$$Q_{д.\,п} = \frac{N_д K_д b_щ K_f K_W K_к \gamma K_н}{K_р (1-\eta)}, \text{ т/ч}, \qquad (182)$$

где $N_д$ — число дробилок; $K_д$ — коэффициент, зависящий от типоразмера щековой дробилки, м³; $K_н$ — коэффициент неравномерности работы дробилок; $b_щ$ — ширина выпускной щели дробилки, м; K_f, K_W, $K_к$ — поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно крепость, влажность и крупность дробимой горной массы; γ — объемная масса дробимой горной массы (в целике), т/м³; $K_р$ — коэффициент разрыхления горной массы; η — выход подгрохотных транспортабельных для конвейера фракций при грохочении горной массы перед подачей ее в дробилку.

Таблица 96

Коэффициент	Размер приемного отверстия щековой дробилки (мм)			
	900×1200	1200×1500	1500×2100	2100×2500
$K_д$	980	1580	2600	4300
	Мягкие породы $f = 5 \div 10$	Породы средней крепости $f = 10 \div 15$	Крепкие породы $f = 15 \div 18$	Весьма крепкие породы $f > 18$
K_f	1,2	1,0	0,95	0,90
	Влажность пород (%)			
	4	6	8	10
K_ω	1,0	0,95	0,85	0,75
	Содержание фракций крупнее 0,5 ширины приемного отверстия дробилки в питании (%)			
	20	40	60	80
$K_к$	1,05	1,0	0,94	0,89

Значения входящих в формулу (183) поправочных коэффициентов приведены в табл. 96.

Номограмма для определения производительности перегрузочных пунктов со щековыми дробилками приведена на рис. 122.

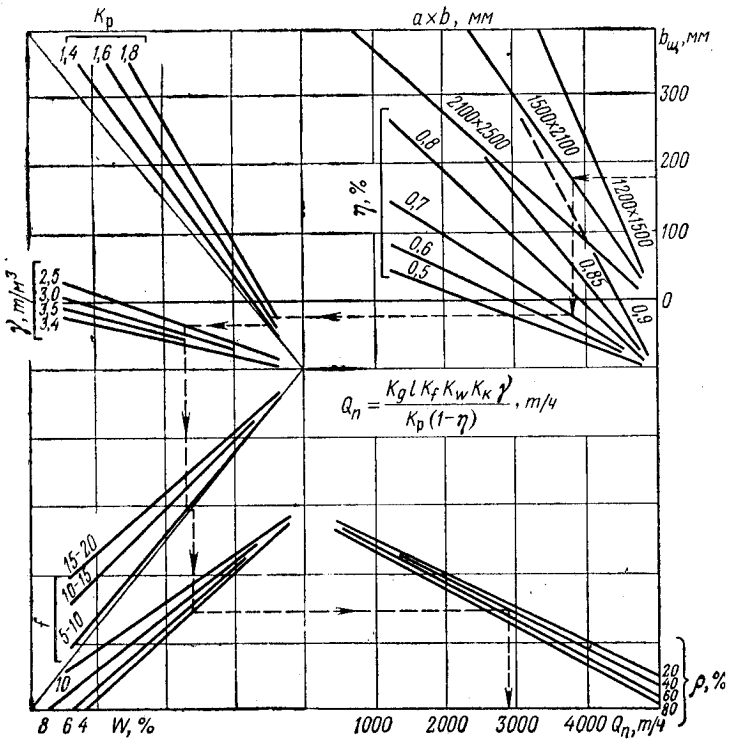


Рис. 122. Номограмма для определения производительности дробильно-перегрузочного пункта со щековой дробилкой: ρ — содержание фракций размером более 0,5 ширины приемного отверстия в питании; W — влажность; $a \times в$ — размеры приемного отверстия дробилки

Производительность $Q_{д.\,п}$ дробильно-перегрузочного пункта, оборудованного конусными дробилками, определяется по формуле

$$Q_{д.\,п} = N_д K_н K_п \gamma_р D_а^{2,5} b_ш, \text{ т/ч}, \qquad (183)$$

где $N_д$ — число конусных дробилок; $K_н$ — коэффициент неравномерности работы дробилок; $K_п$ — коэффициент пропорциональности (для дробилок с боковой разгрузкой $K = 0{,}98$); $\gamma_р$ — объемная масса руды в разрыхленном состоянии, т/м³; $D_а$ — активный диаметр дробящего конуса (диаметр в плоскости торца неподвижной брони), м; $b_щ$ — ширина выпускной щели, м.

При работе конусных дробилок необходимо учитывать, что около 15% дробленой горной массы будет иметь размер кусков больше, чем ширина разгрузочной щели.

ГЛАВА X

ЭКОНОМИКА КАРЬЕРНОГО КОМБИНИРОВАННОГО ТРАНСПОРТА

§ 1. Эксплуатационные технико-экономические показатели работы видов карьерного транспорта и их комбинаций

Важнейшим показателем, определяющим эффективность комбинированного транспорта, является его производительность. Последняя определяется производительностью первого звена комбинированного транспорта. Производительность автотранспортных средств зависит от их грузоподъемности, скорости движения и расстояния транспортирования. При небольшом расстоянии транспортирования увеличение грузоподъемности автотранспортных средств существенно сказывается на увеличении их производительности. При увеличении расстояния транспортирования производительность автосамосвалов в тоннах значительно снижается. Производительность же, выраженная в тонно-километрах, возрастает. При небольшом расстоянии транспортирования на производительность автосамосвалов более существенное влияние оказывает время погрузочно-разгрузочных операций. С увеличением расстояния транспортирования значение этого фактора практически незначительно. Данные, характеризующие продолжительность погрузочно-разгрузочных операций автосамосвалов грузоподъемностью 27, 40 и 75 т при погрузке их экскаваторами с ковшом емкостью 4,6 и 8 м³, приведены в табл. 97.

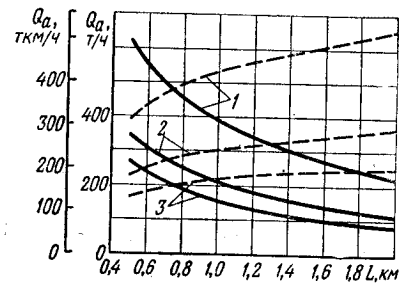


Рис. 123. График зависимости производительности автосамосвала Q_a от расстояния транспортирования L:

1 — для автосамосвала БелАЗ-549 при погрузке экскаватором ЭКГ-8И; *2* — для автосамосвала БелАЗ-548А при погрузке экскаватором ЭКГ-8И; *3* — для автосамосвала БелАЗ-540 при погрузке экскаватором ЭКГ-4,6 (пунктирные линии — производительность автосамосвала в ткм)

На рис. 123 показан график зависимости производительности автосамосвалов различной грузоподъемности от расстояния транспортирования.

Расстояния транспортирования для первого звена комбинированного транспорта обычно изменяются от 0,8 до 2,5 км. При начале развития работ на горизонте и новом положении перегрузочного пункта это расстояние может находиться в пределах 0,3—0,5 км,

Таблица 97

Автосамосвалы	Время погрузки, мин	Время маневров назад, мин	Время разгрузки, мин	Время маневров вперед, мин	Общее время, мин
БелАЗ-540	2,5	0,27	0,75	0,23	3,7
БелАЗ-548	2,8	0,32	0,83	0,26	4,13
БелАЗ-549	4,0	0,33	0,93	0,3	5,46
Транспортирование рыхлых вскрышных пород					
БелАЗ-540	2,0	0,33	0,8	0,27	3,4
БелАЗ-548	2,34	0,37	0,93	0,33	3,93
БелАЗ-549	3,33	0,38	1,1	0,35	5,16
Транспортирование скальной горной массы					
БелАЗ-540	2,5	0,32	0,83	0,3	3,7
БелАЗ-548	2,8	0,33	0,93	0,26	4,13
БелАЗ-549	4,0	0,37	1,1	0,23	5,46

Примечание. В таблице приведены данные для следующих комплектов: автосамосвалы БелАЗ-540 — экскаватор ЭКГ-4,6, автосамосвалы БелАЗ-548 — экскаватор ЭКГ-8 (6), автосамосвалы БелАЗ-549 — экскаватор ЭКГ-8.

Таблица 98

Карьер	Годовой пробег автосамосвала БелАЗ-540, тыс. км	Годовая производительность автосамосвала БелАЗ-540, тыс. т/тыс. ткм	Карьер	Годовой пробег автосамосвала БелАЗ-540, тыс. км	Годовая производительность автосамосвала БелАЗ-540, тыс. т/тыс. ткм
Днепровского горно-обогатительного комбината	35,8	164/412	Гайского горно-обогатительного комбината	39,0	159/506
Михайловского железорудного комбината	33,0	122/386	Норильского горно-металлургического комбината	51,5	172/610
Гороблагодатского рудоуправления	27,0	200/268	Учалинского горно-обогатительного комбината	47,4	244/575
Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината	37,3	221/426	Комбината «Печенганикель»	50,0	288/623
Центрального Криворожского горно-обогатительного комбината	31,8	160/372	Сибайский	43,5	200/550
Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината	29,7	238/368	Зыряновский	48,5	204/640
Северного Криворожского горно-обогатительного комбината	35,6	230/425	Сорский	34,2	149/402

Примечание. В таблице приведены данные для списочного автосамосвала.

а при задержке с переносом пункта перегрузки оно может достигать 3—3,5 км (Сарбайский карьер).

Производительность автосамосвалов при различном расстоянии транспортирования характеризуется их среднегодовой выработкой и пробегом. В табл. 98 приведены фактические показатели работы списочного автосамосвала БелАЗ-540 на ряде рудных карьеров, где автомобильный транспорт применяется самостоятельно или в комбинации. Показатели работы рабочего автосамосвала БелАЗ-540 значительно выше: годовая производительность 330 тыс. т и 800 тыс. ткм, пробег превышает 65 тыс. км в год. Большое влияние на производительность оказывает скорость движения автосамосвалов. Последняя зависит от уклона автомобильных дорог, состояния их покрытия, состояния автосамосвала, умения вождения и др. С увеличением скорости движения производительность автосамосвалов растет. При этом увеличение производительности в значительно большей степени сказывается при автосамосвалах бо́льшей грузоподъемности. На

рис. 124 показан график зависимости производительности автосамосвалов от скорости движения.

Максимальная скорость движения автосамосвалов типа БелАЗ составляет 47—50 км/ч. Фактически она значительно меньше и характеризуется данными, приведенными в табл. 99.

Уклон автомобильных дорог существенно влияет на скорость движения и производительность автомобилей (рис. 125).

Производительность локомотивосостава определяется расстоянием транспортирования, числом вагонов в составе, скоростью движения и временем погрузочно-разгрузочных операций. Количество вагонов в составе на большинстве современных карьеров колеблется в пределах 4—12 и зависит от сцепного веса локомотива, силы тяги и руководящего уклона железнодорожных путей. Производительность локомотивосостава повышается с увеличением полезного веса состава. При автомобильно-железнодорожном транспорте расстояние

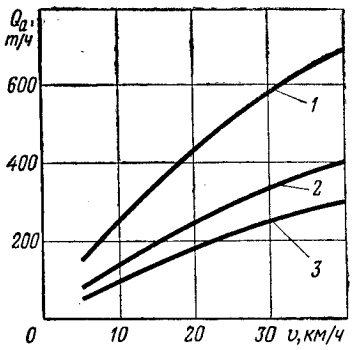


Рис. 124. График зависимости производительности $Q_а$ автосамосвала от скорости его движения v при расстоянии транспортирования 1,3 км:

1, 2 — соответственно для автосамосвалов БелАЗ-549, БелАЗ-548А при погрузке экскаватором ЭКГ-8И; *3* — для автосамосвала БелАЗ-540 при погрузке экскаватором ЭКГ-4,6

Таблица 99

Карьер	Среднетехническая скорость движения автосамосвалов, км/ч	Карьер	Среднетехническая скорость движения автосамосвалов, км/ч
Днепровского горно-обогатительного комбината	23/22	Гайского горно-обогатительного комбината	18,6/20,1
Михайловского железорудного комбината	15,8/13,1	Норильского горно-металлургического комбината	27,4/19,6
Гороблагодатского рудоуправления	18,2	Учалинского горно-обогатительного комбината	20,6
Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината	18/21	Комбината «Печенганикель»	23,6/18,9
Центрального Криворожского горно-обогатительного комбината	23	Сибайский	14,4
Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината	18,5	Зыряновский	16,8
Северного Криворожского горно-обогатительного комбината	20,5/19	Сорский	20,3

Примечание. Числитель—для автосамосвалов БелАЗ-540, знаменатель—для автосамосвалов БелАЗ-548.

транспортирования железнодорожным транспортом (от перегрузочных пунктов до приемных устройств на поверхности) колеблется от 3 до 17 км. На большинстве сравнительно неглубоких карьеров (глубина

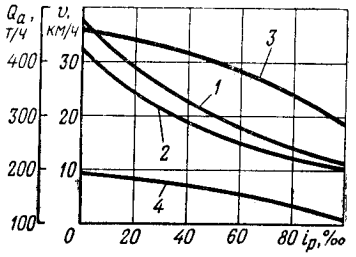


Рис. 125. График зависимости скорости v движения груженого автосамосвала (*1*, *2*) и его производительности Q_a (*3*, *4*) от руководящего уклона i_p:

1, *2* — соответственно для автосамосвала БелАЗ-540 и БелАЗ-549

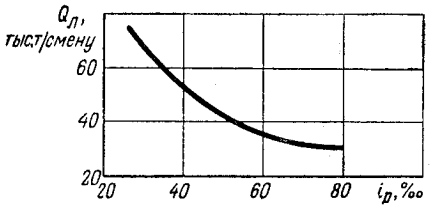


Рис. 126. График зависимости производительности $Q_л$ локомотивосостава от руководящего уклона i_p (для электровоза EL-10 и думпкаров 2ВС-105)

до 100—120 м) удельный вес участков с руководящим уклоном составляет около 30—35%. На более глубоких карьерах он достигает 40%. Обычно руководящие уклоны на таких карьерах составляют 35—40‰

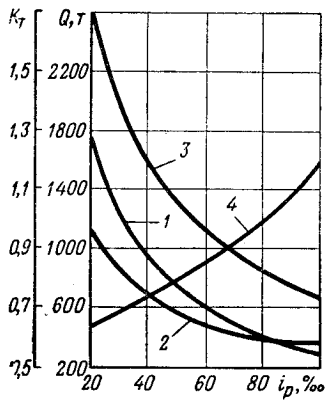


Рис. 127. График зависимости полезной массы поезда (*1*), массы тары (*2*), массы поезда брутто (*3*) и коэффициента тары $K_т$ (*4*) от руководящего уклона i_p

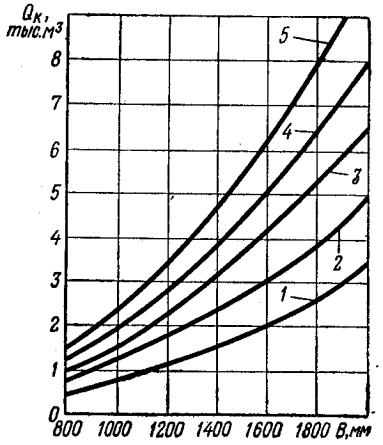


Рис. 128. График зависимости производительности $Q_к$ ленточного конвейера от ширины ленты B:

1, *2*, *3*, *4*, *5* — при скорости движения ленты соответственно 2, 3, 4, 5, 6 м/с

(карьеры комбината «Ураласбест», карьеры Сарбайский, Ждановский и др.). С целью сокращения объема горных работ и расстояния транспортирования на карьерах глубиной более 250—300 м находят применение более крутые уклоны, достигающие 60—80‰ (угольный карьер комбинат «Челябинскуголь»).

На рис. 126 и 127 показаны графики зависимости производительности локомотивосостава и его параметров от руководящего уклона.

Скорость движения локомотивосоставов в большой степени зависит от состояния железнодорожных путей. Скорость движения локомотивосоставов не превышает 20 и 40—45 км/ч соответственно на постоянных и временных путях. На постоянных путях для груженого поезда на руководящем уклоне она не более 35 км/ч.

Временем оборота локомотивосостава определяется производительность и требуемое число локомотивосоставов. Время оборота состоит из времени погрузки, времени движения с грузом, времени разгрузки, времени движения без груза, времени простоев в ожидании погрузки, разгрузки и на обменных пунктах. Время погрузки локомотивосостава обычно составляет 25—30% времени оборота. Например, на Сарбайском карьере при погрузке экскаваторами ЭКГ-8 локомотивосоставов из 6 и 10 думпкаров время погрузки равно 21,3 и 34,3 мин соответственно. Ориентировочные значения времени оборота локомотивосостава для карьеров различной глубины приведены в табл. 100.

Полезная масса железнодорожного состава на современных карьерах колеблется в пределах 400—1200 т. Рациональная масса поезда согласно исследованиям для карьеров с годовым объемом перевозок до 30—35 млн. т горной массы равна 500—800 т нетто, для карьеров бóльшей производительности (свыше 40—45 млн. т в год) — 1000—1500 т. Производительность локомотивосостава достигает 7—10 тыс. т в сутки. Значения годовой производительности локомотивосоставов для некоторых карьеров, использующих комбинированный транспорт, приведены в табл. 101.

Полезная масса локомотивосостава зависит от пропускной и провозной способности карьерных путей. При ограниченной пропускной способности целесообразно увеличивать полезную массу поезда.

При автомобильно-конвейерном транспорте производительность конвейерных линий зависит от ширины ленты и скорости ее движения. Скорость движения конвейерной ленты на отечественных конвейерах при транспортировании кусковой скальной горной массы колеблется в пределах 1,5—3,5 м/с. При транспортировании мягких пород

Таблица 100

Глубина карьера, м	Время движения порожнего локомотивосостава, мин	Время погрузки, мин		Время движения груженого локомотивосостава, мин	Время разгрузки, мин		Время ожидания, мин	
		локомотивосостава из 6 думпкаров	локомотивосостава из 11 думпкаров		локомотивосостава из 6 думпкаров	локомотивосостава из 11 думпкаров	порожнего локомотивосостава	груженого локомотивосостава
До 120	20—25	22—23	34—35	22—23	17—20	30—32	2—6	2—7
120—250	25—30	26—30	35—36	33—35	17—20	30—32	9—12	10—13
Более 250	33—35	30—32	36—40	43—45	17—20	30—32	11—14	12—15

Таблица 101

Карьер	Тяговые средства	Руководящий уклон, %	Расстояние транспортирования, км	Число думпкаров в составе	Полезная масса локомотивосостава, т	Годовая производительность рабочего локомотивосостава, тыс. т
Сарбайский	Тяговые агрегаты ПЭ-2М	40	7,9	11	1000	2277
Соколовский	Электровозы EL-1	40	7,9	4	400	1801
Качканарский (главный)	Тяговые агрегаты EL-10	40	7,1	12	1100	2311
Качканарский (западный)	Тяговые агрегаты EL-10	40	7,1	12	1100	2300
Комбината «Ураласбест»	Электровозы 21Е, EL-1	40	11,3	5	500	1231
Коркинский	Электровозы 26Е, 13Е, EL-1	40—60	16,6	5	500	1900
Южный Криворожский	Электровозы EL-1	40	7,2	4	400	1800
Коршуновский	Тяговые агрегаты EL-10	40	7,3	10	900	1717
«Междуреченский»	Тяговые агрегаты ОПЭ-1	40—43	6,0	8	800	1890

Показатели	Карьеры			
	Стойленский	Михайловский	Запорожский	Морозовский
Транспортируемая горная масса	Мело-мергельные породы	Глина	Песчано-глинистые породы	Песчано-глинистые породы
Размер наибольших кусков, мм	—	—	—	—
Длина конвейерной линии, м	3950 и 7600	4200	5000	3520
Число конвейеров	8 и 8	7	7	7
Максимальная длина одного конвейера, м	700 и 1500	1620	1000	600
Тип конвейера	К-300 и КУ-800	Лаухгамер (ФРГ)	—	НКМЗ
Ширина ленты, мм	1200 и 1800	1400	1800	1800
Скорость движения ленты, м/с	3,9 и 5	5,0	4,5	4,35
Производительность, т/ч	635 и 2500	1660	2570	2300

она достигает 4,5—5 м/с, а на зарубежных карьерах — 6—8 м/с. На отечественных карьерах широко применяется лента шириной 900—1200 мм, на зарубежных — шириной 1219—1524 м. Известны случаи применения лент шириной 2400—3000 мм. На рис. 128 показан график зависимости производительности конвейера от ширины ленты. Технико-экономические показатели работы конвейеров на некоторых отечественных карьерах приведены в табл. 102.

При автомобильно-скиповом транспорте производительность скипового подъемника зависит от грузоподъемности скипа, скорости его движения скипа и наклонного расстояния транспортирования. На карьерах преимущественное применение получили скипы грузоподъемностью, равной грузоподъемности автосамосвалов. За рубежом используют скипы грузоподъемностью 22, 40, 50 т. На отечественных карьерах намечается применять скипы грузоподъемностью 40 т (Сибайский карьер), а в дальнейшем грузоподъемностью 75 т. Скорость движения скипа не превышает 8,4 м/с. На Сибайском карьере скорость движения скипа принята 7 м/с. Возможная производительность скиповых подъемников со скипами различной грузоподъемности приведена в табл. 103.

Трудоемкость транспортирования является весьма важным показателем и в ряде случаев имеет решающее значение при выборе вида транспорта. Трудоемкость $T_{тр}$ комбинированного транспорта определяется по формуле

$$T_{тр} = z_1 + z_2 + z_3 + z_4, \text{ чел.-смен/1000 т}, \qquad (184)$$

где z_1 — затраты труда на обслуживание транспортных средств, работающих в комбинации; z_2 — затраты труда на содержание

Таблица 102

Карьеры					
Ново-Криворожский	Алмалыкский	Тургоякский	Комсомольский	Балаклавский	Ахан-Гаранский
Железистые кварциты	Свинцово-цинковая руда	Известняк	Известняк	Известняк	Известняк
600	300—350	400	300	125—175	100—120
470	6900	1132	1500	1050	6150
2	2	5	3	7	4
430	3862	405	1200	290	1200
СТМЗ	КЛК-4	КЛЗ	КЛК-1000/1250	ЛКУ-250	КРУ-350
1600	900	1200	900	1000	1200
2,0	2,1	1,9	2,3	2,5	1,5
2000	870	1120	700	750	480

Таблица 103

Глубина карьера, м	Скорость движения скипа, м/с	Годовая производительность скипового подъемника (млн. т) при грузоподъемности скипа (т)		
		27	40	75
100	4	6,25	10,4	15,5
	8	7,6	12,6	18,7
200	4	4,1	6,8	10,0
	8	5,8	9,6	14,0
400	4	2,5	4,2	6,3
	8	4,0	6,6	10,0

дорожной трассы (железнодорожные пути, автодороги, трасса подъемников и др.) и ее ремонт; z_3 — затраты труда на ремонт транспортных средств; z_4 — затраты труда на вспомогательные работы на транспорте.

Удельный вес затрат труда на карьерном транспорте достигает 40—60% общих трудовых затрат на карьерах. Наиболее трудоемкими являются железнодорожный и автомобильный транспорт. Трудоемкость железнодорожного транспорта особенно резко увеличивается с глубиной разработки. Наиболее трудоемкими на железнодорожном транспорте являются путевые и ремонтные работы, а также работы по обслуживанию контактной сети и др. Применение автомобильно-железнодорожного транспорта, являющегося менее трудоемким, позволяет снизить затраты труда на 20—30% по сравнению с железнодорожным транспортом.

Значительного снижения трудовых затрат можно достигнуть при применении автомобильно-скипового и автомобильно-конвейерного транспорта с использованием средств автоматики. Трудоемкость этих видов комбинированного транспорта не превышает 3,5—7 чел-смен/1000 т. Характерно, что с ростом глубины карьеров она остается почти стабильной. Трудоемкость железнодорожного транспорта колеблется в пределах 11—40 чел-смен/1000 т.

Важным показателем является металлоемкость $M_{тр}$ транспорта, определяемая по формуле

$$M_{тр} = \frac{1000Z}{Q_г}, \text{ т/1000 т}, \qquad (185)$$

где Z — масса основного транспортного, вспомогательного и обслуживающего оборудования или масса металла в силовом, сетевом, путевом хозяйстве комбинированного транспорта, т; $Q_г$ — годовая производительность транспорта, т.

Наиболее металлоемкими видами транспорта являются железнодорожный и автомобильно-скиповой. Расход металла на 1 млн. т

перевозок горной массы железнодорожным транспортом изменяется от 150 до 900 т, повышаясь с глубиной карьера, что почти в 3—5 раз больше, чем при автотранспорте. Наиболее низкую металлоемкость имеет комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт. Металлоемкость последнего снижается с увеличением длины конвейеров и с ростом их производительности. Однако металлоемкость не является определяющим критерием эффективности, так как в настоящее время широко применяются облегченные высокопрочные сплавы, пластмассы и др.

Энергоемкость $E_{тр}$ транспорта определяется из выражения

$$E_{тр} = \frac{1000N}{Q_г}, \text{ кВт·ч/1000 т}, \qquad (186)$$

где N — годовой расход электроэнергии основными и вспомогательными транспортными средствами, кВт·ч; $Q_г$ — годовая производительность транспорта, т.

При движении по горизонтали наименьшей энергоемкостью характеризуется железнодорожный транспорт, далее следуют автомобильный и конвейерный. Работа по подъему груза одинакова, поэтому значение имеет сокращение коммуникаций, достигаемое при автомобильном, конвейерном или комбинированном транспорте. При выборе той или иной транспортной комбинации показатели металлоемкости и энергоемкости не являются решающими. Однако они оказывают существенное влияние на затраты, связанные с приобретением оборудования, влияющие на эксплуатационные затраты.

§ 2. Капитальные и эксплуатационные затраты при различных видах карьерного транспорта и себестоимость транспортирования

Первоначальные затраты на автомобильный транспорт, как показывает практика проектирования и эксплуатации железорудных карьеров (Ингулецкий, Ковдорский, Михайловский и др.), значительно меньше, чем на железнодорожный. Объясняется это главным образом большими затратами на транспортные средства, путевое хозяйство, энергохозяйство, а также на различные сооружения, необходимые при эксплуатации железнодорожного транспорта. Так, основную долю затрат на железнодорожный транспорт составляют затраты на приобретение подвижного состава (45—50%) и на путевое развитие (40—45%). Капитальные затраты на автомобильно-железнодорожный транспорт обычно выше затрат на автомобильный и ниже, чем на железнодорожный транспорт. Однако значительные выгоды при эксплуатации автомобильно-железнодорожного транспорта перекрывают несколько бо́льшие капитальные затраты.

Высокими капитальными затратами отличаются конвейерный и скиповой транспорт (особенно при необходимости сооружения мощных приемных и перегрузочных устройств). По данным США, капитальные затраты на 1 км ленточных конвейеров производительностью 2000 т/ч составляют от 340 до 650 долл., а на 1 км канатно-

ленточных конвейеров производительностью 1000 т/ч —230—250 долл. На рис. 129 показан график зависимости капитальных затрат на строительство ленточных конвейерных подъемников от ширины ленты.

Капитальные затраты на автомобильно-конвейерный транспорт обычно несколько выше, чем на автомобильный, особенно в тех случаях, если дробильный узел располагается на борту карьера. Они могут быть значительно снижены при переносе дробильного узла в карьер. Однако капитальные затраты на автомобильно-конвейерный и в ряде случаев на автомобильно-скиповой транспорт (ввиду значительно меньших эксплуатационных затрат) погашаются в более

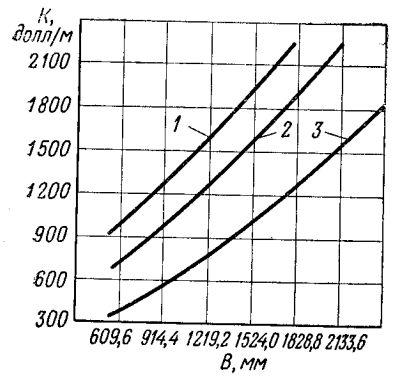


Рис. 129. График зависимости капитальных K затрат на строительство конвейерных подъемников от ширины ленты B:

1 — для конвейеров в закрытой галерее; *2* — для конвейеров на мостовых опорах (пролет 30 м); *3* — для наземных конвейеров

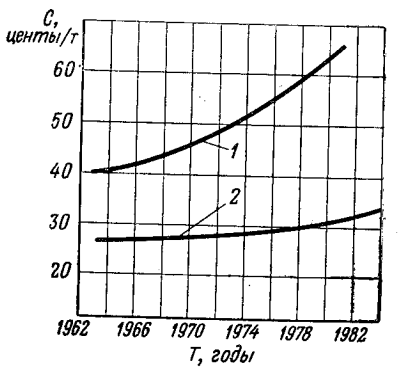


Рис. 130. График изменения себестоимости C транспортирования 1 т руды автомобильным (*1*) и автомобильно-конвейерным (*2*) транспортом во времени T на карьере «Лоун-Стар»

короткий срок и тогда по сумме приведенных затрат эти виды комбинированного транспорта оказываются более экономичными.

По данным США, в общих затратах на транспорт капитальные затраты при автомобильном транспорте составляют 35—42%, а при конвейерном — 39—48%, т. е. доля капитальных затрат примерно одинакова. Однако капитальные затраты при конвейерном транспорте обычно составляют 45—60% от капитальных затрат на автомобильный транспорт. Капитальные затраты на ленточные конвейеры по элементам приведены в табл. 104.

Затраты на заработную плату при автомобильном транспорте составляют 25—35% эксплуатационных затрат, при конвейерном транспорте — 4—12%.

При конвейерном транспорте в сумме эксплуатационных затрат значительную долю составляют затраты на электроэнергию (до 30—35%). Стоимость 1 кВт·ч энергии составляет 0,75—1,5 цента. В связи со значительными затратами на электроэнергию особенно экономичным становится применение автомобильно-конвейерного транспорта на нагорных карьерах.

Экономичность комбинированного транспорта (особенно автомобильно-конвейерного транспорта) подтверждается многочисленными зарубежными данными. На рис. 130 показан график изменения себестоимости транспортирования 1 т железной руды автомобильным и автомобильно-конвейерным транспортом во времени на карьере «Лоун-Стар» (США) по мере роста его глубины. Что касается автомобильно-скипового транспорта, то капитальные и эксплуатационные затраты пока на основе отечественных данных проанализировать трудно. По данным зарубежной практики, в соответствующих горнотехнических условиях затраты на автомобильно-скиповой транспорт обычно на 15—20% выше, чем на автомобильный транспорт.

В табл. 105, 106, 107, 108 в качестве примера приведены сравнительные данные для различных видов транспорта на отечественных карьерах.

При выборе вида транспорта необходимо производить сравнение вариантов по специальной многофакторной методике, учитывающей конкретные горнотехнические условия и их изменение во времени.

Таблица 104

Ширина ленты, мм	Капитальные затраты на 1 м ленточного конвейера (руб.) на				
	поддерживающие ролики	ленту	раму конвейера	монтаж	общие
800	12—18	70—82	74	18	184—202
1000	12,5—18	100—116	90	22	225—247
1200	14—20	120—168	116	27	277—331
1400	17—22	140—196	122	30	309—370
1600	20—48	170—224	138	37	365—447
2000	27—57	240—280	170	44	481—550

Примечание. В таблице приведены затраты без учета затрат на приводную станцию. Затраты на ролики — по данным различных заводов. Меньшее значение затрат на ленту относится к резинотканевой ленте, а большее — к резинотросовой.

Таблица 105

Затраты	При транспортировании руды			
	автомобильным транспортом	железнодорожным транспортом	автомобильно-железнодорожным транспортом	автомобильно-конвейерным транспортом
Годовые капитальные, млн. руб.	0,878	1,110	0,826	0,788
Годовые эксплуатационные, млн. руб.	0,279	0,248	0,290	0,132
Годовые приведенные, млн. руб.	0,435	0,375	0,343	0,182

Примечание. В таблице приведены данные по Оленегорскому железорудному карьеру.

Таблица 106

Затраты	При транспортировании руды		
	автомобильным транспортом	автомобильно-железнодорожным транспортом	автомобильно-конвейерным транспортом
Капитальные, млн. руб.	139,0	131,8	116,0
в том числе на горнокапитальные работы	89,0	72,8	61,0
Удельные капитальные, руб./м³	1,65	1,87	1,38
Удельные приведенные, руб./м³	0,645	0,575	0,477

Примечание. В таблице приведены данные по Качарскому железорудному карьеру.

Таблица 107

Показатели	При транспортировании угля			
	железнодорожным транспортом	автомобильным транспортом	автомобильно-конвейерным транспортом	
			I вариант	II вариант
Среднее расстояние транспортирования, км	10	2,6	3,3	2,6
в том числе конвейерами	—	—	2,6	1,3
Удельные капитальные затраты, коп/т	38,0	22,0	36,5	22,5
Удельные эксплуатационные затраты, коп/т	12,3	9,8	10,5	9,2
Удельные приведенные затраты, коп/т	16,5	12,3	14,6	11,7

Примечание. В таблице приведены данные по угольному карьеру «Алардинский».

Таблица 108

Затраты	При транспортировании руды			
	автомобильно-железнодорожным транспортом	автомобильно-конвейерным транспортом	автомобильно-скиповым транспортом	железнодорожно-скиповым транспортом
Капитальные, млн. руб. . .	2,55	7,9	3,79	3,79
Эксплуатационные, млн. руб.	49,26	41,54	39,19	41,66
Общие, млн. руб.	51,81	49,44	42,98	45,45

Примечание. В таблице приведены данные по Сибайскому меднорудному карьеру (данные В. С. Хохрякова).

Себестоимость транспортирования горной массы различными видами транспорта изменяется в широких пределах. Себестоимость транспортирования 1 т горной массы при автомобильном транспорте повышается почти пропорционально увеличению расстояния, а себестоимость 1 ткм перевозок с увеличением расстояния снижается вначале резко, а затем более плавно. С увеличением производительности себестоимость транспортирования снижается, при этом себестоимость 1 ткм также уменьшается (рис. 131). Себестоимость транспортирования 1 т горной массы при годовом грузообороте от 15 до 70 млн. т и расстоянии перевозок от 200 до 2500 м колеблется в пределах 7—15 коп., а себестоимость

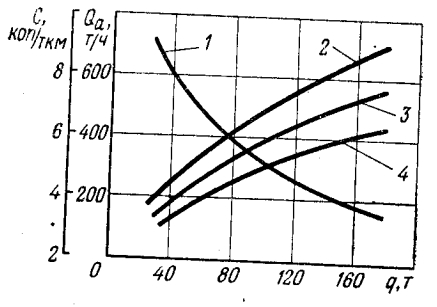


Рис. 131. График зависимости себестоимости C 1 ткм (*1*) и производительности Q_a автосамосвала (*2*, *3*, *4*) от грузоподъемности автосамосвала q при расстоянии транспортирования 1,5 км:

2, *3*, *4* — при скорости движения груженых автосамосвалов соответственно 30, 18 и 12 км/ч

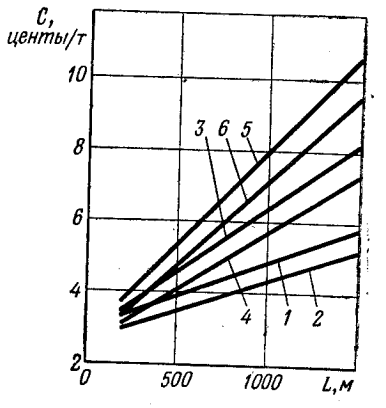


Рис. 132. График зависимости себестоимости C транспортирования 1 т горной массы автосамосвалами от расстояния L транспортирования:

1, *2* — для автосамосвалов грузоподъемностью соответственно 45 и 85 т, движущихся по горизонтальной автодороге; *3*, *4* — то же, по автодороге с уклоном 50 ‰; *5*, *6* — то же, по автодороге с уклоном 100 ‰

1 ткм — в пределах 6—12 коп. Наиболее низкая себестоимость 1 ткм, равная 5 коп., была достигнута на Балаклавском известняковом карьере. В табл. 109 приведены значения себестоимости 1 ткм при транспортировании горной массы автосамосвалами БелАЗ-540 и БелАЗ-548 на ряде отечественных карьеров.

Себестоимость перевозок автомобильным транспортом уменьшается с увеличением грузоподъемности автотранспортных средств. По зарубежным данным, с увеличением грузоподъемности автосамосвалов с 25 до 50 т себестоимость перевозок снижается на 0,9% на каждую тонну грузоподъемности. Дальнейшее увеличение грузоподъемности с 50 до 100 т вызывает снижение себестоимости на 0,4% на каждую тонну. Себестоимость перевозок снижается и при дальнейшем увеличении грузоподъемности. Это дает основание считать, что, если в отечественной практике будут применяться автосамосвалы грузоподъемностью 110—120 т и более, себестоимость 1 ткм снизится до 3,5—4 коп. На рис. 132 показан график зависимости

себестоимости перевозок автосамосвалами грузоподъемностью 45 и 85 т от расстояния транспортирования (по данным США).

Как видно из рис. 132, себестоимость транспортирования автосамосвалами значительно возрастает с увеличением уклона автомобильных дорог. На уклонах происходит снижение скорости движения, что отражается на производительности автосамосвалов. Выпускаемые автосамосвалы грузоподъемностью 75 и 110 т развивают в тех же условиях скорость движения на 25—30% больше, чем ранее выпускавшиеся автосамосвалы меньшей грузоподъемности. Это позволяет снизить стоимость автомобильных перевозок на 7—10%.

Если при автомобильном транспорте увеличение расстояния перевозок вызывает резкий рост себестоимости транспортирования, то

Таблица 109

Карьер	Себестоимость 1 ткм, коп.	Карьер	Себестоимость 1 ткм, коп.
Днепровского горно-обогатительного комбината	8,4	Гайский	9,3
Михайловский железорудный	8,7	Норильского горно-металлургического комбината	11,7
Оленегорский	8,0	Учалинский	8,1
Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината	9,38	Комбината «Печенганикель»	10,8
Центральный Криворожский	9,57	Сибайский	8,0
Ново-Криворожский	10,5	Зыряновский	9,0
Северный Криворожский	11,65	Сорский	9,68

Примечание. В таблице приведены данные себестоимости 1 ткм при перевозках автосамосвалами БелАЗ-540 и БелАЗ-548.

Таблица 110

Карьер	Тяговые средства	Себестоимость 1 ткм, коп	Карьер	Тяговые средства	Себестоимость 1 ткм, коп
Сарбайский	Тяговые агрегаты ПЭ-2М	1,70	Комбината «Ураласбест»	Электровозы 21Е, EL-1	1,07
Соколовский	Электровозы EL-1	1,73	Коркинский (угольный)	Электровозы 26Е, 13Е, EL-1	1,00
Качканарский (главный)	Тяговые агрегаты EL-10	2,72	«Междуреченский» (угольный)	Тяговые агрегаты ОПЭ-1	1,99
Качканарский (западный)	То же	2,80	Норильского горно-металлургического комбината	Электровозы 21Е	3,7
Южный Криворожский	Электровозы EL-1	1,27	Сибайский меднорудный	Электровозы EL-1	1,42
Коршуновский	Тяговые агрегаты EL-10	2,38			

при железнодорожном транспорте это сказывается в значительно меньшей степени. Поэтому до сих пор считалось, что железнодорожный транспорт при расстоянии транспортирования 3 км и более экономичнее автомобильного. При современном состоянии железнодорожного и автомобильного транспорта железнодорожные перевозки в преобладающем большинстве случаев оказываются экономически выгоднее при годовом объеме более 10 млн. т и расстоянии перевозок более 5—6 км, причем с увеличением объема и расстояния транспортирования эффективность железнодорожного транспорта возрастает. При железнодорожном транспорте себестоимость 1 ткм с увеличением расстояния и грузооборота также снижается. В табл. 110 приведены значения себестоимости 1 ткм при железнодорожном транспорте на ряде отечественных карьеров. С увеличением глубины карьера себестоимость перевозок резко возрастает. На рис. 133 показан график зависимости себестоимости перевозок автомобильным, железнодорожным и автомобильно-железнодорожным транспортом от расстояния транспортирования.

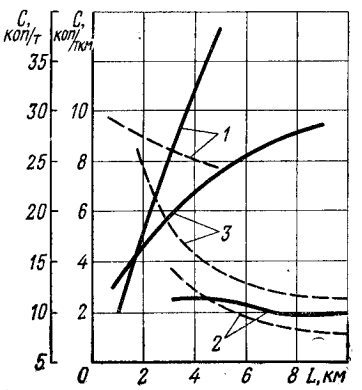


Рис. 133. График зависимости себестоимости C транспортирования автомобильным (*1*), железнодорожным (*2*) и автомобильно-железнодорожным (*3*) транспортом от расстояния L транспортирования (сплошные линии — себестоимость транспортирования 1 т; пунктирные — себестоимость 1 ткм)

Намечающееся увеличение грузоподъемности автотранспортных средств в 3—4 раза позволит снизить себестоимость перевозок в 2—2,5 раза, в то время как намечающееся увеличение полезной массы локомотивосоставов в 2—2,5 раза обеспечит снижение себестоимости перевозок не более чем в 1,5 раза.

Таблица 111

Транспорт	Транспортируемая горная масса	Расстояние транспортирования, км	Себестоимость транспортирования, руб/т
Железнодорожный	Руда	11,6—21,7	0,251—0,383
	Порода	8,5—18,5	0,190—0,322
Автомобильно-железнодорожный	Руда	—	0,217—0,323
	Порода	—	0,160—0,272
в том числе железнодорожный	Руда	9,8—12,0	0,187—0,221
	Порода	6,7—8,9	0,130—0,170
Автомобильный	Руда	0,6—3,0	0,030—0,102
	Порода	0,6—3,0	0,030—0,102

Примечание. В таблице приведены данные для Кальмакырского меднорудного карьера.

Это будет способствовать расширению области применения автотранспорта и увеличению рационального расстояния перевозок.

В табл. 111 приведены значения себестоимости перевозок 1 т горной массы железнодорожным и автомобильно-железнодорожным транспортом на Кальмакырском карьере.

Для снижения себестоимости транспортирования при железнодорожном и автомобильно-железнодорожном транспорте необходимо увеличение мощности тяговых средств, грузоподъемности думпкаров, снижение массы их тары и увеличение в допустимых пределах полезной массы поезда. Увеличение полезной массы поезда с 800 до 1500 т позволит снизить себестоимость железнодорожных перевозок на 20—25%. Расчеты показывают, что при увеличении грузоподъемности думпкаров с 60 до 180 т общие затраты на добычу 1 т горной массы снижаются на 15—18%.

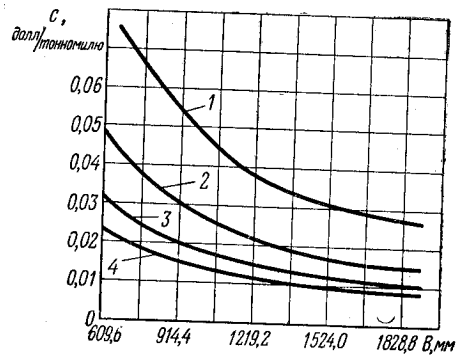


Рис. 134. График зависимости себестоимости C 1 тонномили при транспортировании ленточными конвейерами от ширины конвейерной ленты B:

1, 2, 3, 4 — при продолжительности работы конвейеров в год соответственно 1000, 2000, 4000 и 6000 ч

При конвейерном транспорте себестоимость 1 ткм уменьшается с увеличением расстояния транспортирования и производительности конвейера. Например, при увеличении расстояния транспортирования с 0,5 до 2 км себестоимость 1 ткм при малой производительности снижается на 20—30%, а при большой — на 10—12%. Себестоимость транспортирования 1 т горной массы незначительно возрастает с увеличением расстояния транспортирования. При увеличении годовой производительности карьера с 1 до 30 млн. т и расстоянии транспортирования 1 км себестоимость 1 ткм снижается в 3—3,5 раза. Себестоимость 1 ткм при конвейерной ленте шириной 1200 мм колеблется в пределах 5—10 коп. (табл. 112), а при ленте шириной 1800—2000 мм — в пределах 4—6 коп.

Таблица 112

Карьер	Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты, м/с	Расстояние транспортирования, м	Себестоимость 1 ткм, коп.
Тургоякский известняковый	1200	1,9	1130	10,0
Комсомольский известняковый	900	2,3	1500	9,4
Балаклавский известняковый	1000	2,5	1050	4,7
Ахан-Гаранский известняковый	1200	1,5	6150	4,56
Кургашинканский свинцово-цинковый	900	2,1	6900	9,3

На рис. 134 показан график зависимости себестоимости 1 тонномили при конвейерном транспорте от ширины конвейерной ленты (по данным США). На карьерах США себестоимость 1 ткм при конвейерном транспорте, работающем в комбинации с автомобильным, составляет 6—10 центов. В табл. 113 приведено экономическое сравнение автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта производительностью 6000 т/ч для американского меднорудного карьера «Твин-Бьюттс».

Таблица 113

Автомобильный транспорт				Конвейерный транспорт			Экономия, приходящаяся на 1 т горной массы, центы
расстояние транспортирования, м	высота подъема, м	производительность автосамосвала, т/ч	число автосамосвалов	длина горизонтальной трассы, м	длина наклонной трассы, м	высота подъема, м	
3962	58	200	50	—	—	—	—
1219	58	230	44	2750	—	—	—
1067	52	260	39	2750	183	40	1,98
762	46	340	30	2750	360	80	4,61
610	30	420	24	2750	540	120	6,25

Примечание. В таблице приведены данные для карьера «Твин-Бьюттс» (США).

При подъеме горной массы в скипах себестоимость транспортирования снижается с увеличением грузоподъемности скипов и скорости их движения. Так, при скипах грузоподъемностью 50 т себестоимость транспортирования на 25—30% ниже, чем при скипах грузоподъемностью 25 т. С ростом глубины карьера себестоимость подъема увеличивается. Себестоимость скипового подъема 1 т горной массы на высоту 200—300 м с учетом затрат на перегрузку при автосамосвалах грузоподъемностью 27 т около 7 коп. и при 40-тонных автосамосвалах около 6 коп. Себестоимость 1 ткм при скиповом подъеме, как и при автомобильном и конвейерном транспорте, с ростом глубины уменьшается. При глубине свыше 400 м себестоимость подъема резко возрастает и скиповый транспорт становится неэкономичным. На карьере «Пима» (США) в результате замены автомобильного транспорта автомобильно-скиповым эксплуатационные затраты на 1 т горной массы уменьшились с 18,48 до 11,38 цента (на 38%). По данным США, себестоимость транспортирования 1 т руды железнодорожным, автомобильным и автомобильно-скиповым транспортом равна соответственно 0,038—0,087; 0,061—0,13 и 0,02—0,05 доллара.

§ 3. Себестоимость перегрузочных и грохотильно-дробильных операций

Затраты $C_{пер}$ на строительство и содержание перегрузочного пункта определяются по формуле

$$C_{пер} = C_{пост} + C_{с}, \text{ руб.}, \quad (187)$$

где $C_{пост}$ — затраты на строительство перегрузочного пункта, приведенные к определенному году эксплуатации, руб.; $C_с$ — затраты на содержание перегрузочного пункта, обслуживающих его механизмов, транспортных и других коммуникаций, руб/год.

Удельные капитальные затраты k' на строительство и оборудование перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте определяются по формуле

$$k' = \frac{k_п}{Q_п t_{см} n}, \text{ руб/м}^3, \qquad (188)$$

где $k_п$ — затраты на строительство и оборудование перегрузочного пункта, руб.; $Q_п$ — производительность перегрузочного пункта, м³/ч; $t_{см}$ — количество часов в смену; n — количество смен в году.

Удельные капитальные затраты k'' на строительство и оборудование перегрузочного грохотильно-дробильного пункта при автомобильно-конвейерном транспорте определяются по формуле

$$k'' = \frac{1{,}12 k_п}{k_\omega k_f Q_д t_{см} n}\left(1 - \frac{\eta V_м}{100}\right), \text{ руб/м}^3, \qquad (189)$$

где $k_п$ — затраты на строительство и оборудование грохотильно-дробильного перегрузочного пункта, руб.; k_ω — поправочный коэффициент, учитывающий влажность перегружаемой горной массы ($k_\omega = 0{,}65 \div 1{,}0$); k_f — поправочный коэффициент на производительность дробилки, учитывающий крепость пород ($k_f = 0{,}9 \div 1{,}2$); $Q_д$ — производительность дробилки, м³/ч; η — коэффициент эффективности грохочения; $V_м$ — выход мелких фракций, не подлежащих дроблению, в исходной горной массе, %.

Удельные капитальные затраты k''' на строительство и оборудование перегрузочного дробильного пункта при автомобильно-конвейерном транспорте определяются по формуле

$$k''' = \frac{k_п}{k_\omega k_f Q_д t_{см} n (C + Z d_{ср})}, \text{ руб/м}^3, \qquad (190)$$

где $k_п$ — затраты на строительство и оборудование дробильного перегрузочного пункта, руб.; C — эмпирический коэффициент ($C = 1{,}1 \div 1{,}3$; бóльшее значение для малых дробилок); Z — эмпирический коэффициент, учитывающий влияние крупности горной массы ($Z = 0{,}001 \div 0{,}004$; большее значение для малых дробилок); $d_{ср}$ — диаметр среднего куска дробимой горной массы, см.

По аналогичным формулам могут быть определены и удельные эксплуатационные затраты.

Капитальные затраты для перегрузочных пунктов при автомобильно-железнодорожном транспорте, оснащенных погрузочным оборудованием (экскаваторы, погрузчики), в 6—8 раз больше, чем для перегрузочных пунктов с непосредственной перегрузкой. Эксплуатационные затраты для перегрузочных пунктов с непосредственной перегрузкой во много раз меньше, чем для перегрузочных пунктов, оснащенных погрузочным оборудованием. Затраты труда на обслуживание экскаваторных перегрузочных пунктов в 2—3 раза больше, чем на эстакадных перегрузочных пунктов (с непосредственной перегрузкой). Себестоимость перегрузки 1 м³ горной массы на внутрикарьерных экскаваторных перегрузочных пунктах колеблется в пределах 5—8 коп. Непосредственная перегрузка (эстакадная) 1 м³ горной массы на Сибайском карьере составляла 1,2—1,8 коп. Однако преимущества непосредственной перегрузки могут быть достигнуты только при особо четкой и ритмичной работе всего комплекса горнотранспортного оборудования. Для достижения высоких технико-экономических показателей при перегрузочных пунктах с непосредственной перегрузкой целесообразно предусматривать резервный железнодорожный состав, смежный поверхностный склад, свободную площадку на эстакаде для разгрузки ожидающих автосамосвалов при условии последующего перемещения разгруженной горной массы в думпкары или наличия люков в эстакаде и др. С повышением производительности перегрузочных пунктов снижается трудоемкость и себестоимость перегрузочных работ (рис. 135).

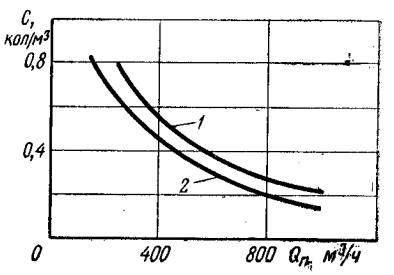


Рис. 135. График зависимости себестоимости C непосредственной перегрузки 1 м³ горной массы автосамосвалами от производительности $Q_п$ перегрузочного пункта:

1, 2 — соответственно при грузоподъемности автосамосвалов 40—45 и 25—27 т

В табл. 114 приведены затраты на строительство и оборудование внутрикарьерных перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте (данные института Южгипроруда). По данным института Механобр (г. Ленинград), себестоимость дробления 1 т скальной горной массы, в конусных и щековых дробилках крупного дробления составляет соответственно 4—5 и 6—7 коп. На криворожских железорудных карьерах себестоимость дробления 1 т горной массы в крупных дробилках не превышает 6—7 коп., а в отдельных случаях при высокой производительности дробилок снижается до 3—4 коп. Основную часть затрат на дробление составляют эксплуатационные затраты и затраты на амортизацию. Расход электрической энергии на дробление 1 т горной массы (по практическим данным) при степени измельчения 3—5 колеблется в пределах 0,25—0,46 кВт·ч и в среднем составляет 0,35 кВт·ч. Бóльшее значение этого показателя относится, как правило, к щековым и небольшим конусным дробилкам, а меньшее — к крупным конусным и молотковым дробилкам. Затраты на заработную плату на крупных дробильных установках относительно невелики.

Для временных перегрузочных пунктов, размещаемых на карьерах, себестоимость выше, чем для постоянных, размещаемых на поверхности, что объясняется дополнительными расходами на перенос перегрузочного пункта (расходы на демонтаж, монтаж, приобретение

Таблица 114

Тип перегрузочного пункта	Оборудование перегрузочного пункта	Затраты на строительство и оборудование перегрузочного пункта, тыс. руб.	В том числе затраты на строительные работы, тыс. руб.	Тип перегрузочного пункта	Оборудование перегрузочного пункта	Затраты на строительство и оборудование перегрузочного пункта, тыс. руб.	В том числе затраты на строительные работы, тыс. руб.
Открытый	Щековая дробилка 1200×1500	400	140	Открытый	Конусная дробилка ККД-1200ГРЩ	740	280
Закрытый	Щековая дробилка 1200×1500	500	200	Закрытый	Конусная дробилка ККД-1200ГРЩ	1100	600
Открытый	Щековая дробилка 1500×2100	550	145	Открытый	Две конусных дробилки ККД-1200ГРЩ	1210	450
Закрытый	Щековая дробилка 1500×2100	700	300	Закрытый	Две конусных дробилки ККД-1200ГРЩ	1630	750
Открытый	Две щековых дробилки 1500×2100	1170	350	Открытый	Конусная дробилка ККД-1500ГРЩ	1230	370
Закрытый	Две щековых дробилки 1500×2100	1570	650	Закрытый	Конусная дробилка ККД-1500/180ГВП	1420	490
					Две конусных дробилки ККД-1500/180ГВП	2720	990

Примечание. В таблице приведены данные института Южгипроруда.

резервного дробильного оборудования). Затраты на дробление $C_{др}$ на перегрузочных пунктах при автомобильно-конвейерном транспорте определяются по формуле

$$C_{др} = nC_1 + nC_2 + C_{рез},$$

где n — число горизонтов, с которых горная масса поступает на перегрузочный пункт; C_1 — затраты на строительство грохотильно-дробильного перегрузочного пункта, руб.; C_2 — затраты на демонтаж и монтаж перегрузочного пункта, руб.; $C_{рез}$ — затраты на резервное грохотильно-дробильное оборудование, руб.

Затраты на строительство 1 м неутепленной галереи для конвейеров с лентой шириной 1200—2000 мм составляют 115—205 руб., а отапливаемой — 180—400 руб. Затраты на строительство 1 м галереи на опорах (расстояние между опорами до 30 м) для конвейеров с лентой шириной 2000 мм составляют 625 руб.

В случае размещения грохотильно-дробильного перегрузочного пункта под землей удельные затраты A на его сооружение (на 1 м³ объема перегрузочного пункта) при установке щековых дробилок определяются по формуле В. А. Щелканова

$$A = 0{,}49B_д - 90, \text{ тыс. руб.}, \quad (191$$

где $B_д$ — ширина приемного отверстия дробилки, мм.

Затраты на строительство горизонтальных конвейерных линий определяются сечением выработок и установленным в них конвейерным оборудованием и определяются по формулам:

$$C_1 = 155 + 0{,}315B_л, \text{ руб/м}; \quad (192)$$

$$C_2 = 290 + 0{,}450B_л, \text{ руб/м}, \quad (193)$$

где C_1 и C_2 — затраты на строительство 1 м выработки соответственно с одним и двумя конвейерами и фуникулером; $B_л$ — ширина конвейерной ленты, мм.

Затраты на строительство 1 м (по вертикали) наклонного ствола для конвейеров колеблются в пределах 5—12 тыс. руб. (в зависимости от числа функций, выполняемых стволом). По данным институтов Гипроруда и Южгипроруда, затраты на строительство 1 м наклонного ствола (по уклону) для конвейеров с лентой шириной 1200, 1400, 1600, 1800, 2000 мм составляет соответственно 1993, 2045, 2069, 2162, 2230 руб. Затраты на строительство подземных перегрузочных пунктов в 3—4 раза больше, чем на строительство наземных. Поэтому там, где представляется возможным, целесообразно при автомобильно-конвейерном транспорте строительство наземных перегрузочных пунктов.

При автомобильно-скиповом транспорте себестоимость перегрузки 1 т горной массы из автосамосвалов в скип составляет 0,20—0,25 коп. Себестоимость перегрузки 1 т из скипов в автосамосвалы на поверхности — 0,3—0,45 коп.

ГЛАВА XI

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЙ В ОБЛАСТИ КАРЬЕРНОГО КОМБИНИРОВАННОГО ТРАНСПОРТА

§ 1. Перспективы развития комбинированного транспорта на отечественных карьерах

Научно-техническое прогнозирование развития горнодобывающей промышленности на последующие 20—25 лет показывает, что в решении транспортной проблемы карьеров будущего предпочтение будет отдаваться комбинированным видам транспорта. Если в ближайшие 10 лет развитие карьерного транспорта будет идти по пути значительного улучшения использования существующего транспортного оборудования, применения более мощных высокопроизводительных транспортных средств, повышения уровня организации и управления, главным образом при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте, то в последующие 10—15 лет на карьерах, глубина которых значительно увеличится, будут широко применяться прогрессивные транспортные системы. Среди них наибольший удельный вес будет занимать комбинация автомобильного транспорта с конвейерным. Будет продолжать применяться автомобильно-железнодорожный транспорт, особенно при строительстве новых карьеров, а также при разработке верхних горизонтов действующих карьеров. При этом получат применение новые более мощные и производительные виды автомобильного и железнодорожного оборудования.

По прогнозным данным, через 20—25 лет половина объема транспортируемой горной массы на карьерах будет перевозиться комбинированным транспортом. Рост объема перевозок комбинированным транспортом будет происходить за счет снижения перевозок собственно автомобильным и железнодорожным транспортом. Автомобильно-железнодорожный транспорт будет применяться на мощных карьерах Минчермета СССР (карьеры Качканарского № 1, Соколовско-Сарбайского, Центрального Криворожского и Южного Криворожского горно-обогатительных комбинатах), Минцветмета СССР (карьеры Джезказганского, Ждановского, Коунрадского, Норильского комбинатов), Минуглепрома СССР (карьеры комбинатов «Экибастузуголь» и «Кемеровоуголь», например угольные карьеры Краснобродский, Томусинский, Кедровский и др.).

В комбинированном транспорте ведущим останется автомобильный транспорт. От эффективности его работы в большой степени будет

зависеть производительность и слаженность действия последующих транспортных звеньев. По-прежнему будет увеличиваться грузоподъемность карьерных автосамосвалов. Будут выпускаться автосамосвалы-углевозы с задней и донной разгрузкой, а также различных типов полуприцепы грузоподъемностью 120, 200, 300 т. Однако на большинстве карьеров с комбинированным транспортом в ближайшее десятилетие наибольшее применение будут иметь большегрузные автомобили грузоподъемностью 75 т (как исключение, грузоподъемностью 110—120 т). Многие автосамосвалы будут иметь дизельные двигатели. Предполагается установка на автосамосвалах газовых турбин (при мощности двигателя 1200—1500 л. с.). Все мощные машины будут иметь электрическую трансмиссию с мотор-колесами, независимую пневмогидравлическую подвеску, пневмогидротормоза, кондиционеры, нейтрализаторы отработанных газов и др.

В перспективе на карьерном автомобильном транспорте следует ожидать появления электромобилей. Первые электромобили будут иметь сравнительно небольшой запас хода (до 100—150 км) и будут в течение смены подзаряжаться на карьерах (за 10—15 минут). Вместе с этим возможно создание электромобилей, работающих по комбинированной схеме, когда на машине установлены аккумуляторы, приводящие в движение электродвигатель и двигатель внутреннего сгорания малой мощности, служащий для подзарядки аккумуляторов.

На карьерах небольшой производительности появится возможность использования троллейвозов, работающих на горизонтальной трассе с питанием от аккумуляторов, а на подъеме (в случае расположения перегрузочного пункта на поверхности) от контактной сети. Рационально будет также сочетание на электромобилях аккумуляторов и топливных элементов, работающих на первых порах только для подзарядки. Применение мощных большегрузных автосамосвалов потребует улучшенных автомобильных дорог, более высокого уровня технического обслуживания, создания хорошо оснащенных специальным оборудованием ремонтных баз.

Большое значение для повышения эффективности автомобильно-железнодорожного транспорта имеет дальнейшее совершенствование технических средств и организации движения локомотивосоставов на карьере.

При комбинированном транспорте доминирующее положение будет занимать электрическая тяга. Наряду с электровозами сцепным весом 1200—1800 кН (особенно на высокопроизводительных карьерах глубиной до 200—350 м) найдет применение электрическая мотор-вагонная тяга. Получат распространение тяговые агрегаты сцепным весом 2400 и 3600 кН (в перспективе 4800 и 6000 кН). Мощность таких агрегатов при переменном токе напряжением 25 кВ превысит 9—10 тыс. кВт. Это позволит иметь локомотивосоставы с полезной массой 800—1800 т, которые

будут двигаться со скоростью 50—60 км/ч. Увеличение полезной массы локомотивосоставов будет способствовать повышению их производительности, снижению расхода электроэнергии, экономии эксплуатационных затрат на заработную плату локомотивных бригад, амортизационные отчисления и др. Применение мотор-вагонной тяги обеспечит возможность увеличения уклонов выездных траншей до 60‰ (возможно и более), что позволит сократить объем горно-капитальных и вскрышных работ. Однако увеличение полезной массы локомотивосоставов будет иметь и известные ограничения. Большая длина локомотивосоставов потребует значительной длины станций, обменных пунктов, которые будет трудно на карьерах размещать в связи с уменьшением размеров карьеров с глубиной. Тяжелые локомотивосоставы потребуют коренного переустройства и усиления железнодорожных путей. Время оборота и обмена локомотивосоставов замедлится. В связи с этим при использовании подвижного мотор-вагонного состава на глубоких карьерах в ряде случаев будет необходимо более точно определять полезную массу локомотивосоставов.

Оснащение карьеров тяговыми агрегатами будет происходить в двух направлениях: тяговые агрегаты постоянного тока получат применение на карьерах, где будет осуществляться реконструкция карьерного транспорта при увеличении напряжения в контактной сети с 1,5 до 3 кВ.

На строящихся больших карьерах предусматривается использование переменного тока напряжением 10 кВ, а в дальнейшем возможно и напряжением 25 кВ. Думпкары будут строиться трех типов: для перевозки особо тяжелых пород и руд, скальных и полускальных пород и рыхлых пород и угля. Грузоподъемность думпкаров возрастет. Наряду со 180-тонными думпкарами начнут выпускать думпкары грузоподъемностью 240 т (возможно и грузоподъемностью 300 т).

В период до 2000 г. прогрессивно будет возрастать объем перевозок автомобильно-конвейерным транспортом. Последний будет положен в основу циклично-поточной технологии, которая найдет применение на ряде карьеров как глубинного, так и нагорного типа. В железорудной промышленности применение автомобильно-конвейерного транспорта намечается на 23 карьерах (среди них мощные карьеры Стойленского, Южно-Лебединского, Качканарского № 2 горно-обогатительных комбинатов, карьеры Первомайский, Анновский, Сарбайский, Оленегорский, Ковдорский и др.). В промышленности цветной металлургии автомобильно-конвейерный транспорт найдет применение на 13—17 карьерах — на Каджаранском, Коунрадском, Джезказганском, Кальмакырском, Агаракском и других карьерах.

Применение автомобильно-конвейерного транспорта намечается на Баженовских карьерах комбината «Ураласбест», фосфоритовых карьерах Кара-Тау, а также на ряде угольных карьеров (например, карьер им. 50-летия Октября и др.).

Автомобильно-конвейерный транспорт будет осуществляться в основном по двум технологическим схемам: при небольшом количестве негабаритных кусков (по условиям транспортирования конвейерами) будет использоваться схема с неподвижными и приводными грохотами, при значительном количестве (20% и более) негабаритных кусков — схема с механическими дробилками. С ростом глубины карьеров большинство грохотильно-дробильных перегрузочных узлов будет располагаться внутри карьера и по мере дальнейшего понижения работ перегрузочные пункты будут переноситься на нижерасположенные горизонты. На всех перегрузочных узлах перед дробилками будут установлены устройства для отделения мелких фракций, не требующих дробления. Перегрузочные пункты внутри карьеров большой производительности, а также устраиваемые на поверхности будут оборудованы преимущественно мощными конусными дробилками. Карьеры меньшей производительности, нуждающиеся в более частом переносе грохотильно-дробильных устройств, будут оснащены более легкими и удобными в монтаже и перемещении щековыми дробилками. При дроблении полускальных, хрупких, трещиноватых пород будут использоваться роторные, валковые и другие дробилки.

Будут преимущественно применяться обычные ленточные конвейеры производительностью 10—15 тыс. м³/ч с усовершенствованными приводами и с гибкими податливыми роликоопорами при ширине ленты 1000—3000 мм.

Скорость движения ленты при транспортировании кусковой горной массы будет составлять 4—6 м/с. Резинотканевые многослойные ленты на мощных подъемных конвейерах почти полностью будут вытеснены резинотросовыми прочностью до 60—80 кН на 1 см ширины, что позволит увеличить длину става конвейеров до 1,5—2 км.

Наряду с обычными ленточными конвейерами будут применяться крутонаклонные конвейеры с желобчатыми лентами, лентами с поперечными перегородками и несущими пластинчатыми органами и др.

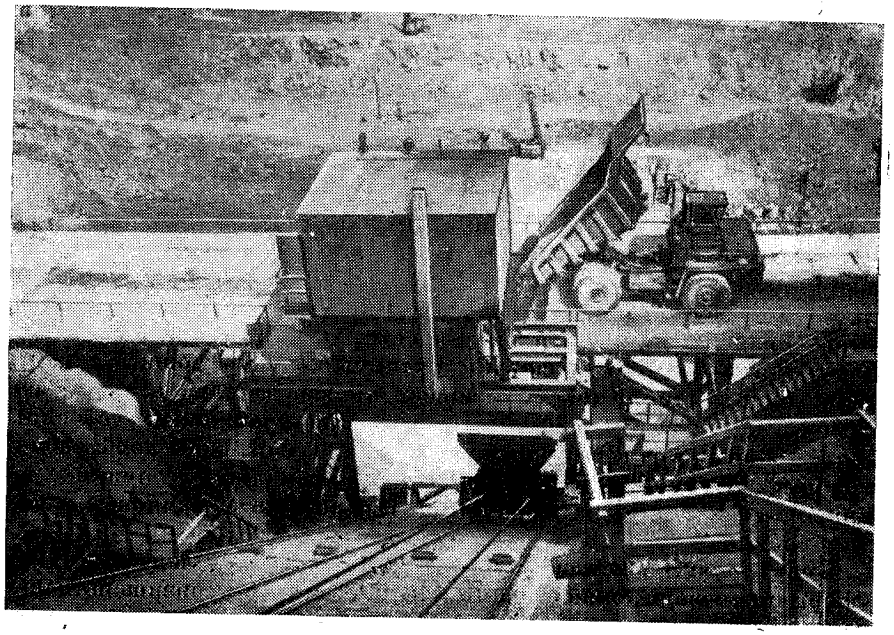
Ленточные конвейеры для криволинейных трасс при автомобильно-конвейерном транспорте будут иметь ограниченное применение.

На некоторых карьерах найдут применение конвейерные поезда. Использование их наиболее вероятно на трассах с небольшими уклонами.

Будут применяться компактные линейные двигатели, что позволит уменьшить массу конвейерных ставов, их габариты и обеспечить высокие тяговые усилия при высокой скорости движения ленты.

В конструктивном отношении в ближайшее время возможно применение на конвейерах воздушной подушки.

Ленточные конвейеры также найдут применение на нагорных карьерах (на склонах возвышенностей с углом наклона до 12—15°),



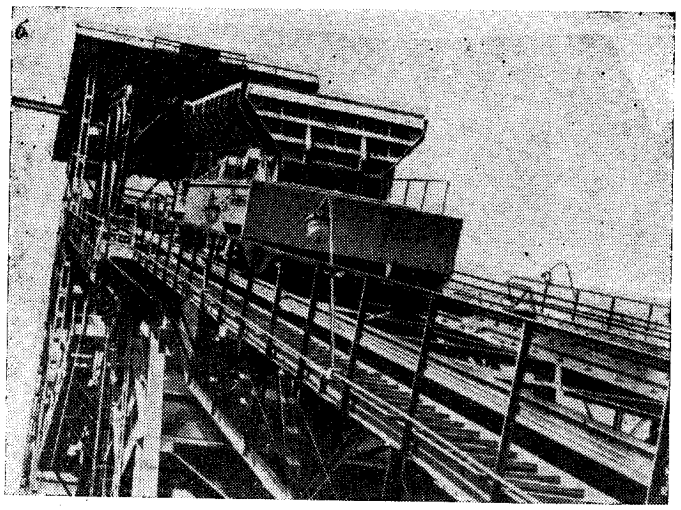


Рис. 136. Загрузка скипа на нижней перегрузочной станции (*а*), скип на верхней перегрузочной станции (*б*) на Сибайском карьере

где они будут работать с рекуперацией электроэнергии, которая будет использоваться для питания грохотильно-дробильных установок (одна конвейерная линия сможет отдавать в сеть до 3—6 млн. кВт в год).

Автомобильно-конвейерный транспорт будет применяться на карьерах производительностью от нескольких до 80—120 млн. т горной массы в год и более.

Перенос перегрузочных пунктов при наличии современных кранов различного типа трайлеров не представляет большой сложности. Автомобильно-конвейерный транспорт весьма перспективен для карьеров будущего. Основное достоинство конвейерного транспорта заключается в том, что он позволяет создать мощный непрерывный поток горной массы.

В отличие от конвейерного скиповой транспорт может транспортировать горную массу большей крупности. Однако производительность его с глубиной резко падает. Это позволяет считать, что на карьерах глубиной более 350—400 м он будет заменен автомобильно-конвейерным или каким-либо другим видом транспорта. Скиповые установки, ограниченные глубиной, будут иметь локальный характер и более короткий срок службы, чем ленточные конвейеры. Опыт эксплуатации скиповой установки Сибайского карьера (рис. 136) позволяет более уверенно решить вопрос о целесообразности применения скипового транспорта на других карьерах (например, на Сорском меднорудном карьере, Донских хромитовых карьерах и др.).

Из других видов комбинированного транспорта можно было бы перечислить многие. Среди них комбинации автотранспорта с гидротранспортом, пневмотранспортом, вертолетным транспортом, канатными и монорельсовыми дорогами и др.

Однако эти комбинации будут иметь ограниченное и кратковременное применение или будут вызываться своеобразной спецификой геологических, горнотехнических, климатических и других условий.

§ 2. Задачи научных исследований и проектно-конструкторских работ в области карьерного комбинированного транспорта

Технический прогресс карьерного комбинированного транспорта в большой степени зависит от решения общетранспортных задач. Это требует постановки разносторонних исследований в области:

создания методов технико-экономической оценки и выбора видов карьерного транспорта, а также разработки научных основ проектирования и эксплуатации карьерного транспорта на всех стадиях разработки месторождений;

научного обоснования перехода на другие виды транспорта в кратчайший срок и без снижения производительности карьеров;

разработки теоретических основ прогнозирования технико-экономических показателей и создания автоматизированной системы перспективного планирования комбинированного транспорта;

разработки новых технологических схем транспорта с более совершенными, надежными и короткими транспортными коммуникациями, обеспечивающих повышение скорости движения и мобильно-маневровых качеств транспортных средств;

совершенствования существующих и создания новых технических средств транспорта;

изыскания путей и научно обоснованных решений значительного повышения надежности транспортных средств, т. е. долговечности, ремонтопригодности, безопасности, безвредности и комфортности;

создание теории организации, планирования и управления транспортным процессом на карьерах, использования современных математических методов и ЭВМ, разработки принципов автоматизации управления карьерным транспортом.

Применительно к отдельным видам комбинированного транспорта необходимо решить следующие, более узкие задачи. При автомобильно-железнодорожном транспорте к ним относятся:

определение рациональных границ применения автомобильно-железнодорожного транспорта на карьерах глубинного типа при использовании мощных тяговых агрегатов;

разработка конструкции и установление параметров внутрикарьерных перегрузочных пунктов, выполняющих одновременно аккумулирующие и усреднительные функции;

исследование и разработка внутрикарьерных типовых перегрузочных пунктов бункерного типа, а также конструкций перегрузочных эстакад;

исследование, разработка и создание транспортных средств, обеспечивающих эффективную и безопасную работу железнодорожного транспорта на больших уклонах.

При автомобильно-конвейерном транспорте необходимо:

исследовать область применения автомобильно-конвейерного транспорта при расположении перегрузочных грохотильно-дробильных пунктов и конвейеров в подземных выработках и на откосе борта карьера;

исследовать компоновку перегрузочных пунктов с разным грохотильно-дробильным оборудованием и подъемников с различным числом конвейеров, а также разработать конструкции типовых перегрузочных пунктов со щековыми и конусными дробилками;

создать конвейеры новых конструкций (в том числе крутонаклонные) и высокопрочные ленты для подъемных установок большой длины, отличающихся высокой производительностью и надежностью в эксплуатации;

исследовать возможность и целесообразность устройств для усреднения качества горной массы и создания промежуточных складов, а также решить вопросы отвалообразования скальных пород при конвейерном транспорте.

При автомобильно-скиповом транспорте необходимо на основе опыта эксплуатации первого скипового подъемника установить целесообразность применения его на других карьерах, а также разработать конструкцию типового скипового подъемника с унифицированным оборудованием, пригодного при небольших изменениях параметров для применения на других карьерах.

Для всех видов комбинированного транспорта важнейшее значение приобретает изучение и разработка рациональных режимов их наиболее производительного использования.

Наряду с изучением существующих видов комбинированного транспорта, усилия ученых, проектировщиков, конструкторов, изобретателей должны быть направлены на научный поиск, изучение и обоснование применения на карьерах принципиально новых видов комбинированного транспорта.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., «Недра», 1970. 319 с.

2. Астафьев Ю. П., Алексеев Ф. К. О выборе разгрузочных устройств на приемных бункерах при транспортировании руды автомашинами из карьеров большой производительности. — «Совершенствование методов разработки рудных месторождений». М., «Недра», 1966, с. 144—149.

3. Беляков Ю. И., Шарков А. М. Применение циклично-поточной технологии на разрезах. М., ЦНИЭИуголь, 1972. 63 с.

4. Васильев М. В. Внутрикарьерное складирование и перегрузка руд. М., «Недра», 1968. 182 с.

5. Васильев М. В. Комбинированный карьерный транспорт. М., «Недра», 1965. 307 с.

6. Васильев М. В. Конвейерный транспорт на карьерах руд цветных металлов за рубежом. М., Цветметинформация, 1973. 52 с.

7. Васильев М. В. Научные основы проектирования и эксплуатации автомобильного транспорта на открытых горных разработках. Труды ИГД УФАН СССР, вып. 1. Свердловск, 1962. 332 с.

8. Васильев М. В. Современный карьерный транспорт. М., «Недра», 1969. 34 с.

9. Транспорт рудных карьеров. Свердловск, Средне-Уральское изд-во, 1968. Авт.: М. В. Васильев, Б. В. Фаддеев, С. Л. Фесенко, В. Л. Яковлев. 354 с.

10. Васильев М. В., Фесенко С. Л. Моторвагонная тяга поездов на карьерах. Свердловск, Средне-Уральское изд-во, 1971. 174 с.

11. Васильев М. В., Яковлев В. Л. Научные основы проектирования карьерного транспорта. М., «Наука», 1972. 202 с.

12. Васильев М. В., Яковлев В. Л. Выбор вида карьерного транспорта. М., «Недра», 1973. 191 с.

13. Виницкий К. Е., Дригант Б. Г. Карьерные дробильные агрегаты. М., ЦНИЭИуголь, 1972. 47 с.

14. Конвейеры на открытых разработках и при транспортировании на малые и средние расстояния. М., ЦИТИугля, 1960. 55 с.

15. Материалы к III Всесоюзной научно-технической конференции по карьерному транспорту. Т. 1, Свердловск, 1973. 387 с.

16. Мельников Н. В., Виницкий К. Е., Потапов М. Г. Основы поточной технологии открытой разработки месторождений. М., Изд-во АН СССР, 1962. 175 с.

17. Мельников Н. В., Трубецкой К. Н. Одноковшовые погрузчики на открытых горных разработках. М., «Недра», 1971. 191 с.

18. Муйземнек Ю. А., Калинов Г. А., Кочетков Е. В. Конусные дробилки. М., «Машиностроение», 1970. 231 с.

19. Мустафина А. М., Сандригайло Н. Ф. и др. Совершенствование технологии горных работ на карьерах Соколовско-Сарбайского комбината. Алма-Ата, «Наука», 1966. 390 с.

20. Новожилов М. Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 1 и 2. М., «Недра», 1971. 513 и 552 с.

21. Научные основы планирования и управления мощными карьерами с применением ЭВМ. М., «Наука», 1969. Авт.: М. Г. Новожилов, В. А. Нападайло, Г. Д. Пчелкин и др. 179 с.

22. Новожилов М. Г., Селянин В. Г., Тропп А. Е. Глубокие карьеры. М., Госгортехиздат, 1962. 258 с.

23. Новожилов М. Г., Тартаковский Б. Н., Четверик М. С. Горно-геометрический анализ и режим горных работ карьеров. Киев, «Наукова думка», 1971. 144 с.

24. Поляков Н. С., Тартаковский Б. Н., Друкованный М. Ф. Циклично-поточная и поточная технология горных работ для глубоких карьеров Кривбасса. Киев, «Наукова думка», 1972. 200 с.

25. Потапов М. Г. Исследование технологических схем и параметров оборудования транспорта на открытых горных разработках. Автореферат докторской диссертации, М., 1971. 31 с.

26. Разработка рудных месторождений. Вып. 5, Киев, «Техника», 1968. 120 с.

27. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., «Недра», 1968. 639 с.

28. Ржевский В. В., Арсентьев А. И., Пермяков Р. С. и др. Карьерные рудоспуски. М., «Недра», 1969. 208 с.

29. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ М., «Недра», 1970. 215 с.

30. Спиваковский А. О., Потапов М. Г., Котов М. А. Карьерный конвейерный транспорт. М., «Недра», 1965. 344 с.

31. Спиваковский А. О., Ржевский В. В., Васильев М. В. и др. Поточная технология открытой разработки скальных горных пород. М., «Недра», 1970. 327 с.

32. Колесный транспорт на рудных карьерах. 1966. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 13). 97 с.

33. Механизация и автоматизация открытых работ. 1967. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 16). 122 с.

34. Поточная технология на карьерах при разработке скальных пород и руд. 1967. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 17). 203 с.

35. Транспорт рудных карьеров. 1968. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 19). 354 с.

36. Перспективы развития карьерного транспорта. 1968. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 20). 193 с.

37. Механизация основных и вспомогательных работ на карьерах. 1970. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 25). 184 с.

38. Цикличная и поточная технология на железорудных карьерах. 1970. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 28). 182 с.

39. Совершенствование карьерного транспорта. 1970. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 30). 164 с.
40. Механизация производства на карьерах. 1972. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 34). 154 с.
41. Горнорудное производство. 1972. (ИГД Минчермета СССР. Труды. Вып. 38). 126 с.
42. Фаддеев Б. В. Конвейерный транспорт на рудных карьерах. М., «Недра», 1972. 161 с.
43. Шухов А. Н., Брилиантова Н. П. и др. Определение параметров открытых разработок с применением ЭВМ. М., «Недра», 1970. 160 с.
44. Юматов Б. П., Бунин Ж. В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., «Недра», 1970. 239 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 3

Глава I. Комбинации карьерного транспорта и условия их применения 5

§ 1. Виды транспорта и их применение на карьерах 5
§ 2. Факторы, обусловливающие целесообразность и особенности применения комбинированного транспорта на карьерах 10
§ 3. Характеристика основных видов комбинированного транспорта 16
§ 4. Выбор и оценка комбинированного транспорта 26

Глава II. Особенности горных работ на карьере при комбинированном транспорте 31

§ 1. Подготовительные работы в карьере при переходе на комбинированный транспорт 31
§ 2. Осуществление перехода на комбинированный транспорт на различных этапах развития карьера 35
§ 3. Основные параметры карьеров при комбинированном транспорте 40
§ 4. Выбор момента перехода на комбинированный транспорт 43
§ 5. Выбор места расположения перегрузочного пункта и шага его переноса 48

Глава III. Средства комбинированного транспорта 54

§ 1. Средства автомобильного транспорта 54
§ 2. Средства железнодорожного транспорта 74
§ 3. Средства конвейерного и скипового транспорта . . . 98

Глава IV. Опыт применения комбинированного транспорта за рубежом 126

§ 1. Автомобильно-железнодорожный транспорт на зарубежных карьерах 126
§ 2. Автомобильно-конвейерный транспорт на зарубежных карьерах 134
§ 3. Автомобильно-скиповой транспорт на зарубежных карьерах 146
§ 4. Редко применяющиеся виды комбинированного транспорта на зарубежных карьерах 151

Глава V. Опыт проектирования и эксплуатации комбинированного транспорта на карьерах Советского Союза 156

§ 1. Автомобильно-железнодорожный транспорт на отечественных карьерах 156
§ 2. Автомобильно-конвейерный транспорт на отечественных карьерах 168
§ 3. Автомобильно-скиповой транспорт на отечественных карьерах 185

§ 4. Редко встречающиеся и возможные комбинации карьерного транспорта на отечественных карьерах 189

Глава VI. **Взаимодействие различных видов транспорта в комбинациях** 197

§ 1. Взаимозависимость параметров горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте 197
§ 2. Комплекты горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте 207
§ 3. Рациональное расстояние перевозок при комбинированном транспорте 211
§ 4. Расчет технико-эксплуатационных параметров взаимодействующего горнотранспортного оборудования при комбинированном транспорте 215
§ 5. Организация работы комбинированного транспорта . . . 227
§ 6. Надежность систем оборудования при комбинированном транспорте 234

Глава VII. **Транспортные коммуникации при комбинированном транспорте** 240

§ 1. Особенности транспортных коммуникаций при комбинированном транспорте 240
§ 2. Вид и расположение транспортных коммуникаций и трасс 244
§ 3. Устройство трасс при конвейерном и скиповом транспорте 247
§ 4. Перевозка оборудования, материалов и людей при комбинированном транспорте 255

Глава VIII. **Перегрузочные пункты и приемные устройства при автомобильно-железнодорожном трасиспорте** 265

§ 1. Характеристика перегрузочных и приемных устройств при комбинированном транспорте 265
§ 2. Особенности устройства перегрузочных пунктов при автомобильно-железнодорожном транспорте 267
§ 3. Конструкции перегрузочных эстакад и определение их параметров 272
§ 4. Производительность и пропускная способность перегрузочных пунктов 281
§ 5. Конструкция внутрикарьерных перегрузочно-усреднительных пунктов и их производительность 285

Глава IX. **Перегрузочные пункты и приемные устройства при автомобильно-конвейерном транспорте** 292

§ 1. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте 292
§ 2. Оборудование перегрузочных пунктов при автомобильно-конвейерном транспорте 298
§ 3. Определение емкости приемных бункеров при автомобильно-конвейерном транспорте 311
§ 4. Определение длины фронта разгрузки и производительности перегрузочных пунктов 313

Глава X. **Экономика карьерного комбинированного транспорта** . . . 322

§ 1. Эксплуатационные технико-экономические показатели работы видов карьерного транспорта и их комбинаций 322

§ 2. Капитальные и эксплуатационные затраты при различных видах карьерного транспорта и себестоимость транспортирования 331
§ 3. Себестоимость перегрузочных и грохотильно-дробильных операций 339

Глава XI. **Перспективы развития и задачи исследований в области карьерного комбинированного транспорта** 344

§ 1. Перспективы развития комбинированного транспорта на отечественных карьерах 344
§ 2. Задачи научных исследований и проектно-конструкторских работ в области карьерного комбинированного транспорта 349

Список литературы 352

МИХАИЛ ВЛАДИМИРОВИЧ
ВАСИЛЬЕВ

**КОМБИНИРОВАННЫЙ
ТРАНСПОРТ
НА КАРЬЕРАХ**

Редактор издательства Е. З. Шуберт
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Переплет художника В. Д. Петухова
Технический редактор Л. Г. Лаврентьева
Корректор М. П. Курылева

Сдано в набор 28/VIII 1974 г.
Подписано в печать 19/XII 1974 г.
Т-21531. Формат 60 × 90¹/₁₆. Бумага № 2.
Печ. л. 22,5. Уч.-изд. л. 25,16.
Тираж 4000 экз. Заказ № 1215/4892—10.
Цена 1 р. 50 к.

Издательство «Недра», 103633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 6
Союзполиграфпрома при Государственном
комитете Совета Министров СССР по делам
издательств, полиграфии и книжной торговли.
196006, г. Ленинград, Московский пр., 91.

Уважаемый товарищ!

***В издательстве «Недра»
готовятся к печати новые книги***

ПЕРЕТОЛЧИН В. А. Вращательное бурение скважин на карьерах. 6 л. 33 коп.

В книге рассмотрен комплекс вопросов вращательного бурения при использовании режущего, шарошечного и комбинированного бурового инструмента, дано определение рациональных параметров инструмента и режимов бурения, указаны пути повышения эффективности вращательного бурения.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников карьеров, научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций, а также может быть полезна студентам горных вузов.

ПУТЯТИН Б. К. Путевые работы в карьерах. 12 л. 65 коп.

В книге рассмотрены вопросы повышения уровня механизации путевых работ в карьерах. Приведены конструкции железнодорожных путей с учетом повышения осевых нагрузок подвижного состава, внедрения тяжеловесных поездов и увеличения количества вагонов в составе до 140—500 единиц.

Уделено внимание новым техническим средствам механизации работ и способам автоматического контроля. Описаны машины и механизмы для укладки, ремонта и содержания железнодорожных путей. Даны технико-экономические показатели путевых работ.

Книга рассчитана на специалистов железнодорожного транспорта горнодобывающих предприятий, проектных и научно-исследовательских институтов.

СИМКИН Б. А., КУЗОВЛЕВ А. М. Техника и экономика бурения взрывных скважин на открытых горных работах. 15 л. 94 коп.

В книге рассмотрены вопросы перевооружения буровой техники на карьерах угольной, цветной, черной металлургии и строительных материалов. Приведены показатели использования буровых шарошечных станков, их надежности, причины высокой стоимости бурения, особенно в крепких породах. Описаны перспективы создания новых станков, область их применения и формирование парка. В книге отражен передовой опыт эксплуатации буровых шарошечных станков в нашей стране и за рубежом.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горнодобывающих предприятий.

ЭСКИН В. С. Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками. 9 л. 48 коп.

В книге освещен опыт рекультивации земель при открытой разработке различных полезных ископаемых в СССР и за рубежом. Приведены современные требования по ведению комплексной рекультивации земель, нарушенных горными работами, с целью создания полноценных земель, пригодных для различного вида хозяйственного использования (сельским и лесным хозяйствами, увеличения рекреационных ресурсов, промышленного и гражданского строительства и т. д.).

Разработаны научно обоснованные основные положения и практические рекомендации при разработке горизонтальных месторождений полезных ископаемых с применением современного горнотранспортного оборудования. Даны методические указания по проектированию рекультивации нарушенных земель и определения эффективности выполнения этих работ.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горнодобывающих предприятий, научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций.

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «книга — почтой» магазинов:

№ 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61
№ 59 — 127412, Москва, И-412, Коровинское шоссе, 20

Издательство «Н Е Д Р А»