



М. В. ВАСИЛЬЕВ, Б. В. ФАЛАДЕЕВ,
С. А. ФЕСЕНКО, В. А. ЯКОВЛЕВ

ТРАНСПОРТ РУДНЫХ КАРЬЕРОВ

19

М. В. Васильев, Б. В. Фаддеев,
С. Л. Фесенко, В. Л. Яковлев

Транспорт рудных карьеров

*Под редакцией проф., доктора техн. наук
М. В. Васильева*

Средне-Уральское Книжное Издательство
Свердловск
1968

В монографии освещены условия и особенности работы транспорта при вскрытии месторождений, капитальной вскрышке, проходке траншей и на общестроительных работах рудников.

Рассмотрены новые понятия о транспортных комплексах карьеров и классифицированы различные транспортные комбинации, а также области и границы применения различных видов карьерного транспорта.

Подробно рассматривается широкий круг вопросов железнодорожного, автомобильного и конвейерного транспорта. Дана технико-экономическая характеристика новых средств транспорта, проанализирована их работа.

Описан опыт крупнейших отечественных карьеров и горно-обогатительных комбинатов.

Особое внимание уделено вопросам улучшения организации, управления и использования различных видов транспорта и их комбинаций.

Книга рассчитана на инженерно-технических и научных работников, а также может быть полезна студентам горных вузов и факультетов.

ПРЕДИСЛОВИЕ

За 50 лет Советской власти карьерный транспорт превратился в мощную индустриализированную отрасль горного производства, которая играет решающую роль в процессе добычи руд, определяя эффективность и экономичность открытого способа разработки.

Своеобразие горногеологических и горнотехнических условий эксплуатации месторождений открытым способом придало специфику не только условиям и режиму работы транспорта в карьерах, но и привело к необходимости создания нового транспортного оборудования, принципиально отличного от оборудования транспорта общего пользования.

Транспорт горной массы на карьерах является одним из наиболее сложных, трудоемких, а вместе с этим и наиболее дорогостоящих производственных процессов. По мере увеличения глубины разработки затраты на транспорт увеличиваются, возрастая с 40—45% в начале работ до 60—70% общих затрат при доработке весьма глубоких карьеров. В связи с этим, а также с увеличением объема работ, длительным сроком эксплуатации, изменяющимися горнотехническими условиями становится невозможным достичь оптимального решения транспортной проблемы с помощью одного вида транспорта. Можно утверждать, что ближайшие десятилетия будут периодом преимущественного применения на больших рудных карьерах нескольких видов транспорта, работающих параллельно или в комбинации.

Поскольку на рудных карьерах в настоящее время свыше 60% общего объема перевозок горной массы приходится на скальные породы и руды, а проблему сплошной конвейеризации для мягких пород можно считать в основном решенной, первоочередное внимание следует уделить вопросам применения конвейерного транспорта при разработке крепких и кусковатых пород и руд.

В ближайшие 10 лет наибольшее развитие получат две транспортные комбинации: автомобильного транспорта с железнодорожным и автомобильного с конвейерным. Поэтому основные исследования должны быть прежде всего направлены на дальнейшее совершенствование названных видов транспорта.

В настоящей книге освещены результаты последних научных исследований, обобщен производственный опыт, приведены некоторые аналитические выкладки и расчеты и изложены важнейшие технические положения по дальнейшему развитию основных видов транспорта горнорудных предприятий.

Раздел I — автомобильный транспорт — написан профессором, доктором технических наук М. В. Васильевым, раздел II — железнодорожный транспорт — кандидатом технических наук С. Л. Фесенко, раздел III — конвейерный транспорт — доктором технических наук Б. В. Фаддеевым, раздел IV — комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт — кандидатом технических наук В. Л. Яковлевым. Параграфы, посвященные автоматизации автомобильного, железнодорожного и конвейерного транспорта, составлены кандидатом технических наук В. П. Крюковым.

При подготовке книги авторами не ставилась задача последовательного и полного описания каждого из видов транспорта. Освещены лишь вопросы, являющиеся наиболее актуальными на данном этапе развития карьерного транспорта.

Книга в основном написана по оригинальным материалам исследований лаборатории карьерного транспорта, лаборатории механизации открытых работ и лаборатории автоматики и телемеханики Института горного дела Министерства черной металлургии СССР.

Рациональные условия, границы, объемы и периоды применения автомобильного транспорта на рудных карьерах

Автомобильный транспорт на горнорудных предприятиях начали использовать в 30-х годах этого столетия. Широкому его применению в последующие годы способствовало бурное развитие автомобильной промышленности, создание большегрузных автосамосвалов, тягачей с прицепами и других специальных автомобилей для открытых работ, а также большие достоинства автотранспорта, выявленные в процессе строительства и эксплуатации рудных карьеров.

В Советском Союзе начало использования автомобильного транспорта на открытых рудных разработках относится к 1942—1943 гг. и связано с получением первых импортных самосвалов. С организацией в 1946 г. производства отечественных пятитонных, а затем десятитонных самосвалов автотранспорт начинает быстро распространяться при строительстве и эксплуатации вначале карьеров малой, затем и средней производительности. С выпуском в 1950 г. первых большегрузных 25-тонных машин он получает широкое использование на ряде крупных рудных карьеров Урала, Башкирии, Средней Азии. С начала 1960 г. с применением автотранспорта уже работает большинство эксплуатирующихся, а также вновь строящихся карьеров черной и цветной металлургии Украинской ССР (Кривой Рог), Казахстана, Центрального района (КМА), Северо-Запада (Кольский полуостров), Восточной Сибири, республик Средней Азии и других районов страны.

Объем производства. С выпуском большегрузных автомобилей применение автомобильного транспорта становится эффективным не только на предприятиях с небольшим объемом работ, но и на крупных горно-обогатительных комбинатах. Если раньше считалось, что рациональная область применения автотранспорта по мощности предприятия лежит в пределах 3—15 млн. т сырой руды, а в отдельных редких случаях до 20—25, то в ближайшее время самосвалы грузоподъемностью 40—75 т и более будут работать на предприятиях с годовой добычей до

40—50 млн. т. В США, Канаде с автотранспортом уже работают предприятия мощностью до 30 млн. т в год.

В СССР производственная мощность карьеров, работающих с автомобильным транспортом, к 1970—1975 гг. достигнет по руде (в млн. т):

Ингулецкий	30
Сарбайский	20
Днепроовский	20
Качканарский № 2	45
Киембайский	30

Однако ряд карьеров с большими объемами работ (более 15—20 млн. т) будет преимущественно использовать комбинированный транспорт: автомобильно-железнодорожный (Соколовско-Сарбайский, Южный и Центральный криворожские, Ждановский и другие ГОКи) или автомобильно-конвейерный (Ингулецкий, Гайский, Качканарский № 2 и др.). При комбинированном транспорте автомобили будут работать на коротком плече откатки от экскаватора до пункта перегрузки (не более 1,5—2 км).

Масштабы перевозок. Наибольшее распространение за рубежом автомобильный транспорт получил на рудных карьерах стран Западного полушария (США, Канада, Бразилия, Мексика, Перу), где перевозится более 85% объема руд. Характерно, что в 1965 г. в США только пять рудных карьеров не использовали автомобили, но три из них уже были в стадии перехода на автомобильный транспорт. Масштабы перевозок на большинстве крупных меднорудных и железорудных карьеров США, применяющих автотранспорт, достигают 50 млн. т в год. Так, по данным 1965—1966 гг., объем автоперевозок достиг на карьерах Беркли 50, Питер Митчел 40, Мишон 40, Игл Маунтин 32, Моренси 48 млн. т горной массы. С выпуском карьерных автомобилей особо большой грузоподъемности (120—150 т и более) намечается дальнейший рост объема перевозок на крупных карьерах до 90—100 млн. т в год.

На рудных карьерах СССР автомобильным транспортом перевозится более 40% горной массы в черной металлургии и 62% — в цветной. В 1965 г., например, на карьерах черной металлургии перевезено 240, а на карьерах цветной металлургии 360 млн. т. В 1970 г. предполагаемый объем автоперевозок достигнет 1 млрд. т, т. е. возрастет по отношению к 1965 г. по черной металлургии в 1,45 раза и по цветной — более чем в 1,6 раза.

В 1965 г. на крупных железорудных карьерах страны автомобильным транспортом было перевезено горной массы: на ЦГОКе 29,2; на СевГОКе 28,4; на Соколовском карьере 19; на Сарбайском карьере 30,4 и на Гайском 22,6 млн. т.

В 1966 г. на Ингулецком ГОКе было перевезено автомобилями 38 млн. т и на крупных карьерах руд цветных металлов объемы перевозок автотранспортом достигали 35—40 млн. т.

В дальнейшем с наращиванием мощности рудных карьеров предполагается увеличение автоперевозок до 50—55 млн. т и более. Так, на карьере фосфоритовой руды Джаны-Тас — 68 млн. т горной массы, или 212 млн. т км в год.

Периоды применения. Автомобильный транспорт, как правило, используется на всех этапах разработки месторождения, начиная со строительства и кончая доработкой карьера (табл. 1).

Таблица 1. Применение автомобильного транспорта в различные периоды разработки рудных карьеров

Карьер или ГОК	Строительство	Наращивание мощности	Нормальная эксплуатация
Черная металлургия			
Соколовский карьер	А и Ж	К (А+Ж)	К (А+Ж)
Сарбайский карьер	А и Ж	К (А+Ж)	К (А+Ж)
ЮГОК	А и Ж	Ж	К (А+Ж)
ЦГОК	А	К (А+Ж)	К (А+Ж)
СевГОК	А	А и Ж	К (А+Ж)
Ингулецкий ГОК	А	А	К (А+Ж)
Михайловский ГОК	А	А и Ж	К (А+Ж)
Днепроовский ГОК	А	А	А
Ковдорский ГОК	А	А	А
Дашкесанский ГОК	А	А	А
Цветная металлургия			
Сибайский карьер	А	К (А+Ж)	К (А+С)
Гайский ГОК	А	А	К (А+Ж)
Учалинский ГОК	А	А	А
Ждановский ГОК	А и Ж	А и Ж	К (А+Ж)
Златоуст-Беловский карьер	А и Ж	А и Ж	К (А+Ж)
Коунрадский карьер	А и Ж	А и Ж	А и Ж
Кургашиканский карьер	А	А	А

Примечание. Транспорт: А — автомобильный, Ж — железнодорожный, Кн — конвейерный, К — комбинированный, С — скиповый.

В период строительства карьера автотранспорт используют для вскрытия месторождения и перевозки вскрышных пород в близрасположенные отвалы, полезные насыпи и сооружения, с его помощью ведется проходка выездных и разрезных траншей.

В период наращивания производственной мощности автотранспорт применяется для подготовки и развития работ на горизонтах, на удалении вскрышных и вмещающих пород, на добыче руды. Причем по мере понижения горных работ он начинает чаще использоваться в комбинации с железнодорожным.

В период нормальной эксплуатации автотранспорт полностью обеспечивает перевозку вскрышных пород и руды или используется для транспортировки руды с нижних горизонтов до перегрузочных пунктов в карьере (комбинированный транспорт), а также на вывозке вскрышных пород с одного-двух верхних горизонтов.

зонтов, если устройство железнодорожных путей на них нецелесообразно из-за того, что основные объемы вскрыши были вынуты в период строительства карьера на автотранспорт.

При доработке карьера автотранспорт служит для вывозки руды и вскрыши с нижних горизонтов. С его помощью достигается наиболее полное извлечение руды со дна карьера без дополнительного разноса бортов. Доставка руды и породы происходит преимущественно до перегрузочных пунктов (комбинированный транспорт), расположенных в карьере, пустые породы иногда автотранспортом доставляются непосредственно в отвалы.

Пространственные размеры карьера и глубина разработки.

До последнего времени считали, что автомобильный транспорт наиболее целесообразен лишь для разработки небольших по запасам и глубине месторождений, имеющих ограниченные размеры в плане, желательны с близкими значениями по длине и ширине, сужающихся по мере развития работ в глубину и позволяющих вписать петлевые и спиральные съезды с минимальной подработкой вмещающих пород. Обычно в карьерах такого типа трудно размещать путевые коммуникации железнодорожного транспорта, и применение автотранспорта в какой-то степени становилось вынужденным.

В последнее время с ростом грузоподъемности карьерных автомобилей и освоением больших объемов перевозок автотранспортом это представление значительно меняется. Автотранспорт постепенно отвоевывает ту область применения, которую, бесспорно, в карьерах многие годы занимал железнодорожный транспорт. В настоящее время с применением автотранспорта разрабатываются и проектируются карьеры на больших по площади месторождениях, а также имеющих неправильные контуры, вытянутых по простиранию и значительной глубины. Большинство рудных карьеров США и Канады имеет сравнительно ограниченную площадь в плане (обычно 1500 на 1000—1200 м), например, карьер Питер Митчел достиг длины 5 и ширины 1,2 км.

В Советском Союзе также проектируются и строятся большие карьеры: Днепровский 4000×1000 м, Анновский 6000×100 м, Михайловский 6500×2500 м и др. На упомянутом выше фосфоритовом руднике Джаны-Тас суммарная длина трех смежных карьеров составит 21,7 км (Центрального 10800×350 м; Восточного 6900×480 м и Северо-Западного 4000×250 м). Это свидетельствует о том, что с совершенствованием автомобильного транспорта, увеличением грузоподъемности, скорости движения карьерных автомобилей он все более конкурирует на больших расстояниях перевозок с железнодорожным транспортом, что оправдывает его применение в карьерах с большими размерами в плане.

На месторождениях с небольшими пространственными размерами, естественно, автомобильный транспорт, отличающийся

большой маневренностью и мобильностью, особенно в сложных горнотехнических условиях, сохраняет свои явные преимущества перед железнодорожным.

По техническим возможностям средств подвижного состава автотранспорта ограничений для его применения на больших глубинах практически нет. По экономической эффективности область применения собственно автомобильного транспорта определяется для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т до глубины 80—120 м, а более 40 т — до 120—150 м (как исключение до 200 м). Ниже этих глубин обычно становится целесообразным использование его в тех или иных комбинациях с другими видами транспорта и подъема.

За рубежом в настоящее время большинство карьеров, работающих с автотранспортом, имеет глубину 80—120 м, но проектная глубина многих из них (Кэрл, Картнер, Вабаш и др.) будет достигать 300—380 м.

Таблица 2. Глубина карьеров, использующих автомобильный транспорт (по проектным данным)

Карьеры, запроектированные на собственно автомобильный транспорт	Проектная глубина, м	Карьеры, запроектированные на использование автомобильного транспорта в комбинации с другими видами	Проектная глубина, м
Черная металлургия		Черная металлургия	
Ковдорский ГОК . . .	250	Ингулецкий ГОК . . .	415
Сорский карьер . . .	160	Соколовский карьер . .	470
Большой Ктай . . .	100	Сарбайский карьер . .	630
Днепровский ГОК . . .	300	СевГОК	200
Западный Караджал . .	258	ЦГОК	350
		ЮГОК	425
Шагыркульский карьер .	375	Качканарский № 2 . . .	300
Малый Куйбак . . .	330	Цветная металлургия	
Цветная металлургия		Сибайский карьер . . .	440
Учалинский ГОК . . .	240	Гайский ГОК	365
Шелейский карьер . . .	100	Зырянский ГОК	350
Сорский карьер . . .	245	Златоуст-Беловский карьер	265
Межозерный карьер . .	190		
Николаевский карьер . .	400		
Каджаранский карьер . .	270		
Блявинский карьер . . .	220		

Как видно из табл. 2, запроектированная глубина разработки с применением собственно автомобильного транспорта достигает 300—400 м. Однако можно предполагать, что при достаточной глубине (порядка 200 м) многие карьеры перейдут на использование автомобилей с другими видами транспортного оборудования, которое будет к тому времени выпускаться промышленностью. Некоторые карьеры запроектированы на глубину 600—

700 м (Сарбайский, Качарский и др.), там автотранспорт будет использоваться при доработке месторождения; до самого конца существования карьера.

Развитие фронта и понижение работ в глубину являются наиболее характерными показателями эффективности использования в карьерах автомобильного транспорта, позволяющего обеспечить высокую интенсивность разработки рудных месторождений. Подвижность, маневренность, малые габариты автотранспортных средств дают возможность вести выемочно-погрузочные работы на коротком фронте, обычно 100—150 м на один экскаватор, а в отдельных случаях — при разработке поперечными заходками (Ингулецкий карьер) — даже до 50 м, без снижения производительности экскаваторно-транспортного комплекса. Применение автомобильного транспорта позволяет, кроме того, легко изменять направление горных работ, расширять длину фронта и оперативно управлять его развитием.

Благодаря высокой мобильности и оперативности в работе автотранспорта может быть достигнута высокая насыщенность небольшого фронта погрузочными и транспортными механизмами, что создает условия для быстрого подвигания работ. Скорость подвигания фронта работ в зависимости от концентрации оборудования и организации работ при погрузке и транспорте изменяется в широких пределах — от десятков до нескольких сот метров в год — и, как правило, превосходит показатели железнодорожного транспорта.

	Скорость подвигания, м/год
Сарбайский карьер	80—410
Соколовский карьер	50—200
Михайловский ГОК	80—290
ЦГОК	100—800*
СевГОК	200—600
Ингулецкий ГОК	300—500*

* При системе разработки с поперечными заходками.

Автономность транспортных средств, возможность концентрации работ на ограниченной площади, гибкость и маневренность автомобильного транспорта позволяют с помощью его достигнуть интенсивного годового понижения горных работ. Особенно высокие показатели могут быть достигнуты в период строительства карьера (табл. 3). Максимальные значения годового понижения горных работ в этот период составляют 30—35 м и как исключение 55 м (Сарбайский карьер). В остальные периоды эксплуатации понижение обычно составляет 20—25 м, в то время как при железнодорожном транспорте 8—10 м и как исключение 12—15 м.

Вследствие высокой интенсификации горных работ в началь-

ный период освоения месторождений с помощью автомобильного транспорта сроки строительства карьера сокращаются (по сравнению с железнодорожным транспортом) на 1,5—2 года, а за счет устройства временных заездов, открытия нескольких добычных фронтов, приближения отвалов и т. п. ввод карьера в эксплуатацию иногда ускоряется почти в два раза.

Расстояния транспортирования неуклонно возрастают с углублением карьеров и увеличением их пространственных размеров. При значительной длине транспортирования с нижних горизонтов автотранспорт часто становится по сравнению с железнодорожным неэффективным, вследствие прогрессивно сокращающейся производительности и удорожания стоимости автомобильных перевозок. На современном уровне техники экономически выгодные расстояния откатки даже при использовании большегрузных агрегатов не превышают 7—8 км, а учитывая, что в карьерах глубинного типа нередко четыре пятых длины транспортирования составляют уклоны до 8—10%, предельные экономически выгодные расстояния транспортирования будут находиться в пределах не свыше 3—4 км.

Установлено, что с увеличением грузоподъемности карьерных автомобилей увеличиваются экономически выгодные расстояния транспортирования, так, для автосамосвалов грузоподъемностью до 10 т они составляют 1—1,5 км, грузоподъемностью 25—30 т — до 2—3 км, грузоподъемностью до 40 т — до 5 км и более 40 т — до 7—8 км. Опыт показывает, что, несмотря на возрастающие экономические пределы рационального использования автомобилей с ростом их грузоподъемности, необходимо стремиться к сокращению расстояния транспортирования и, если возможно, поддержанию его на некотором оптимальном уровне. Так, за пять лет (1961—1965 гг.) средневзвешенное расстояние перевозок на железорудных карьерах СССР не только не увеличилось, а наоборот, снизилось с 2,13 до 2,07 км, в то время как средняя грузоподъемность автосамосвалов за этот период увеличилась с 12,1 до 15,8 т.

Эксплуатация 25—27-тонных автосамосвалов на Михайловском карьере при расстоянии транспортирования 7 км оказалась

Таблица 3. Скорость понижения горных работ при автомобильном транспорте на рудных карьерах

Карьер	Скорость понижения горных работ, м/год	
	средняя	максимальная
Сарбайский карьер	16,5	55
Соколовский карьер	13,6	20
Михайловский ГОК	18,5	30
ЦГОК	20	35
СевГОК	19,6	24
Гайский ГОК	16,0	30
Учалинский ГОК	20	32

явно неэкономичной, и комбинат оправданно переходит на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт.

Анализ работы автомобильного транспорта в горнорудной промышленности показывает, что при расстояниях откатки 0,5—2,5 км большегрузный автотранспорт почти всегда экономичнее железнодорожного. Поэтому введение при расстояниях транспортирования до 2,5 км автосамосвалов грузоподъемностью свыше 25—27 т будет только способствовать дальнейшему повышению эффективности автотранспорта и снижению стоимости перевозок.

Таблица 4. Расстояние транспортирования (км) на рудных карьерах при различных типах автосамосвалов

Карьер	КраЗ-222 и КраЗ-256	МАЗ-525	БелАЗ-540
Сарбайский карьер	2,94	2,24	3,3
Ингулецкий ГОК	2,2	2,4	2,4
Учалинский ГОК	—	1,9	1,9
Сибайский карьер	—	2,5	2,5
Уфалейский карьер	2,57	1,57	1,65
Сорский МК	—	2,47	2,97
Норильский ГМК	5,22	1,84	1,77
Алтын-Топканский комбинат	1,02	1,68	1,92
Зыряновский комбинат	—	2,77	3,88
Ковдорский ГОК	2,9	1,46	1,55
Николаевский МК	—	1,55	1,63
Атасуйский карьер	1,3	1,77	2,0

Из табл. 4 видно, что, как правило, автосамосвалы БелАЗ-540 работают на больших расстояниях, чем МАЗ-525. Это объясняется как большей грузоподъемностью, так и лучшими скоростными данными этих самосвалов. Также по скоростным качествам 10-тонные КраЗ-222 и КраЗ-256 иногда используются при расстояниях откатки до 3—5 км.

Дальнейшее увеличение грузоподъемности автотранспортных средств приведет, безусловно, к некоторому росту расстояний транспортирования. Однако это увеличение будет незначительным ввиду конкуренции (при расстояниях свыше 3—5 км) многих комбинаций, при которых автомобили работают лишь на коротком плече. Но там, где большегрузный автомобильный транспорт остается в качестве основного и единственного для всей отработки месторождения, расстояния откатки будут значительными. Так, например, на Кнембайском асбестовом руднике расстояние транспортирования руды будет 3,5 км и пустой породы 3,2 км; на Николаевском карьере, соответственно, 4,6 и 4,1 км; на фосфоритовом руднике Джаны-Тас — 5,9 и 2,7 км.

Грузоподъемность и скорость автомобилей. Увеличение объемов производства и масштабов перевозок автомобильным транспортом вызывает необходимость применения карьерных

автомобилей большой и особо большой грузоподъемности с высокими скоростными качествами.

Использование автомобилей большой грузоподъемности позволяет:

применить более высокопроизводительные экскаваторы с ковшами большой емкости;

сократить списочное количество транспортных единиц для выполнения заданного объема работ;

уменьшить состав водителей, обслуживающего и ремонтного персонала на автотранспорте;

обеспечить лучшую организацию и безопасность движения автомобилей на внутрикарьерных дорогах;

ускорить проведение ремонтов автомобилей, широко использовать крупноагрегатный метод.

Увеличение скоростных данных карьерных автомобилей дает возможность: уменьшить количество автомобилей в работе, ускорить оборачиваемость автомобилей под экскаваторами, сократить время маневров в пунктах погрузки и разгрузки.

Вместе с этим использование большегрузных высокоскоростных автомобилей требует устройства специальных дорог с улучшенным твердым покрытием, улучшения системы и качества обслуживания и ремонта, наличия высококвалифицированного обслуживающего персонала, высокой степени организации эксплуатации и управления работой автомобильного транспорта, так как выход из строя даже одного автомобиля особо большой грузоподъемности нередко отражается на общей производительности предприятия.

В результате перечисленных достоинств большегрузных высокоскоростных автомобилей достигается значительное повышение производительности автотранспорта и снижение стоимости перевозок. Так, по данным зарубежной практики, замена 30—35-тонных автомобилей автомобилями грузоподъемностью 50—60 т позволила снизить стоимость 1 т·км (карьеры Игл Маунтин, Рей, Кастл-Доум, Сентрал Охайо и др.) на 30—40%, а замена 50—60-тонных 100-тонными дала снижение стоимости (карьеры Питер Митчелл, Кэрл, Игл Маунтин) на 35—45%.

Практика отечественных карьеров свидетельствует, что, если принять стоимость 1 т·км перевозок автосамосвалами грузоподъемностью 5—6 т (МАЗ-205) за 100%, то в аналогичных условиях стоимость перевозок 10-тонными автосамосвалами (КраЗ-222, КраЗ-256) будет равна 90%, 25—27-тонными (МАЗ-525 и БелАЗ-540) — 60—65% и 40-тонными (БелАЗ-548) — 50—55%. Действительные показатели новых большегрузных и скоростных автосамосвалов БелАЗ-540 подтверждают, что стоимость перевозок в хорошо организованных автохозяйствах не превышает 6 коп/т·км (Сорский карьер) и имеет тенденцию к дальнейшему снижению по мере освоения новых машин.

В зарубежной и отечественной практике наблюдается явно

выраженное стремление к дальнейшему увеличению грузоподъемности и скоростей карьерных автомобилей. В США, Канаде и ряде других стран уже эксплуатируются автосамосвалы грузоподъемностью до 120 т и тягачи с полуприцепами грузоподъемностью до 240 т. Ожидается выпуск автосамосвалов до 160 т и автопоездов до 500 т. Характерно, что средняя грузоподъемность карьерных автомобилей в США в связи с увеличившимся в последнее время производством автосамосвалов грузоподъемностью 60—65; 80—90 и 105—120 т превысила 62 т.

В Советском Союзе в 1968 г. ожидается выпуск дизель-электрических 75-тонных самосвалов, грузоподъемность которых в перспективе должна быть увеличена до 100 т. На базе этих двухосных машин намечается создание тягачей с полуприцепами грузоподъемностью 110—120 и 150—170 т. За счет увеличения удельной мощности новых карьерных автомобилей скорость их движения возрастает и будет достигать 70 км/ч. Все это позволит в 2—2,5 раза увеличить производительность каждого автомобиля и снизить стоимость перевозок, доведя ее до 3—4 коп/ткм, сделав тем самым автомобильный транспорт конкурентоспособным с железнодорожным на наиболее распространенных в настоящее время для него расстояниях перевозок (до 7—10 км).

Особенности конструкции и эксплуатационные качества новых большегрузных автосамосвалов

Первый отечественный большегрузный карьерный автосамосвал МАЗ-525 (грузоподъемностью 25 т) был создан в 1949—1950 гг. на Минском автомобильном заводе. Этот автомобиль сыграл положительную роль в расширении применения автотранспорта на открытых горных и земляных работах. Однако он не смог существенно улучшить эксплуатационно-технические и экономические показатели работы автотранспорта на карьерах. Малая скорость движения, низкие маневренность и проходимость, большой собственный вес, недостаточные тяговые и динамические качества, неудовлетворительные условия работы водителя, несовершенство отдельных узлов — все это снижало эффективность применения МАЗ-525, значительно уступавшего лучшим зарубежным автосамосвалам пятидесятых годов. Не смог изменить положения и 40-тонный МАЗ-530, производство которого после выпуска небольшой партии прекратилось из-за многих принципиальных конструктивных недостатков и из-за малой надежности и экономичности.

Второй период в развитии карьерного большегрузного автотранспорта начался с создания в 1961—1965 гг. гаммы большегрузных карьерных автосамосвалов на Белорусском автомобильном заводе (г. Жодино) (рис. 1). С 1965 г. вместо снятого

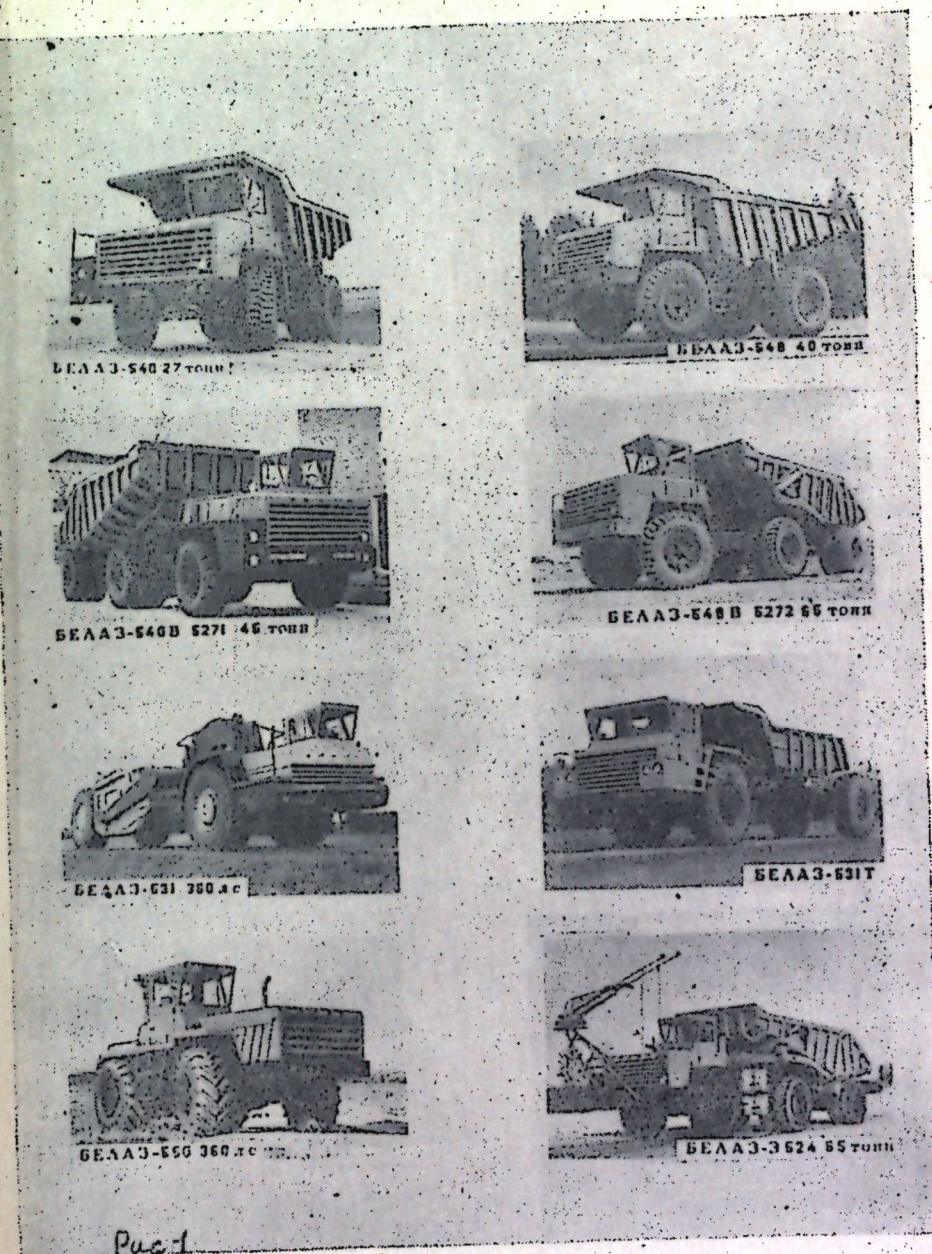


Рис. 1. Карьерные автомобили Белорусского автомобильного завода.

с производства автосамосвала МАЗ-525 завод начал серийно выпускать автосамосвал БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т (рис. 2). Базовыми моделями входящих в гамму большегрузных автосамосвалов являются также 40-тонный автосамосвал БелАЗ-548, выпущенный в 1965 г. (рис. 3), и 75-тонный БелАЗ-549, созданный в 1968 г. (рис. 4).

Во всех автомобилях БелАЗ кабина — рядом с двигателем. Такая компоновка позволяет получить минимальную базу машин и минимальные габариты и тем самым повысить маневренность машин, улучшить распределение веса по осям, более рационально использовать шасси и увеличить устойчивость машины.

БелАЗ-540 и БелАЗ-548 максимально унифицированы, что облегчает их эксплуатацию. Для повышения устойчивости колея передних и задних колес увеличена, а кузов выполнен с наклоненным вперед днищем. Одноместная кабина просторна, хорошо освещена.

Предусмотрена установка двигателей Ярославского моторного завода: ЯМЗ-240 (360 л. с., 2100 об/мин) на БелАЗ-540 и ЯМЗ-240Н (520 л. с., 2100 об/мин) на БелАЗ-548. Удельная мощность автосамосвалов, которая определяет тяговые качества автомобилей, находится в пределах 7,5—8 л. с./т против 6 л. с./т у старых моделей.

Автомобили снабжены водяным и масляными радиаторами. Обдув их осуществляется двумя вентиляторами с приводом от коленчатого вала двигателя.

На автомобилях установлена гидромеханическая трансмиссия, состоящая из гидродинамического трансформатора и трехскоростной коробки перемены передач. Перед гидротрансформатором в одном блоке с ним смонтирована повышающая передача. Гидротрансформатор четырехколесный с режимом гидромукты. Максимальный коэффициент трансформации 3,5. Специальное устройство позволяет осуществлять при уменьшении сопротивления движению переход гидротрансформатора на режим гидромукты.

Коробка перемены передач трехступенчатая, двух-

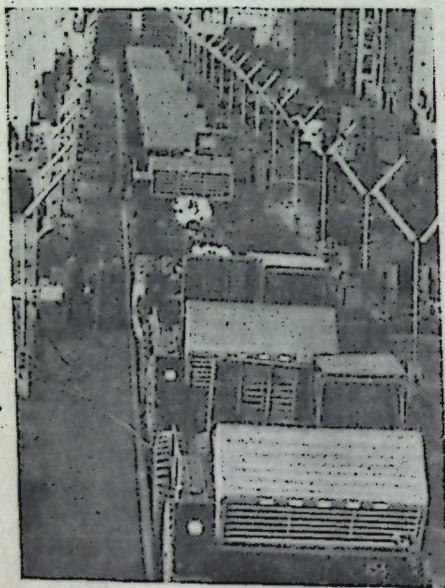


Рис. 2. Автосамосвал БелАЗ-540 на конвейере.

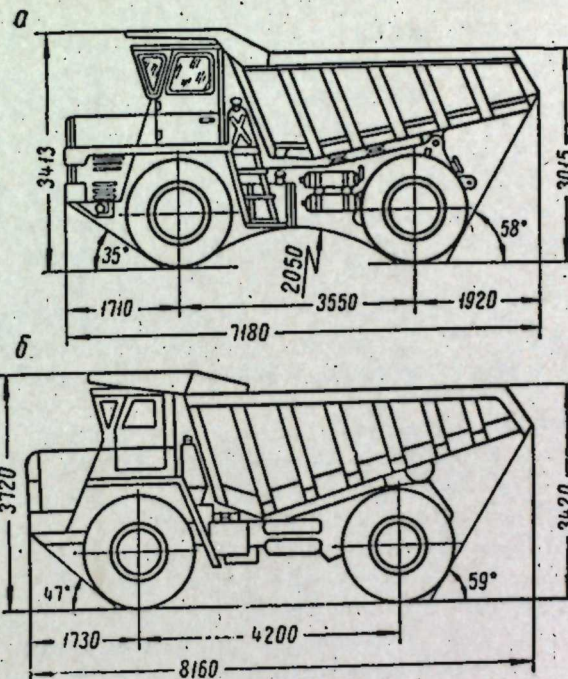


Рис. 3. Автосамосвалы БелАЗ-540 (а) и БелАЗ-548 (б).

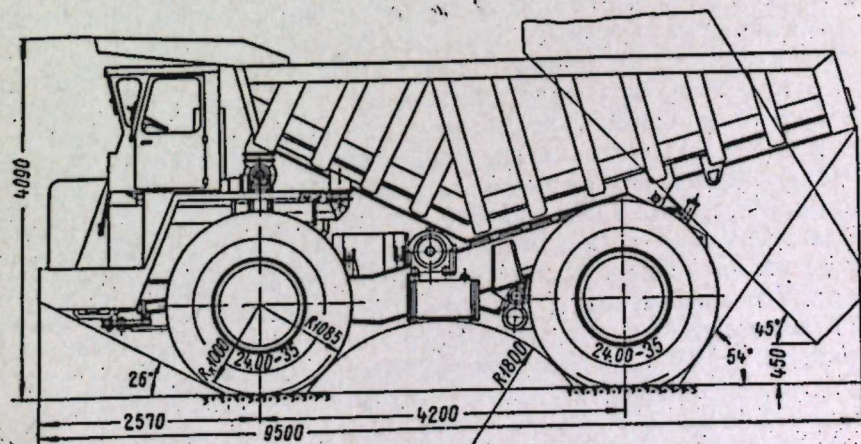


Рис. 4. Автосамосвал БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т.

вальная (без прямой передачи), каждая передача включается своим фрикционом. Управление осуществляется из кабины через золотниковый механизм переключения передач. В зависимости от положения рычага переключения на рулевой колонке, а следовательно, и положения золотников, по каналам в картере коробки передач и валах масло поступает в соответствующий фрикцион. Передача крутящего момента от коробки передач к ведущему мосту осуществляется посредством карданного вала. Главная передача ведущего моста состоит из центрального редуктора (одноступенчатый) и бортовых редукторов (планетарного типа), монтирующихся в ступицах ведущих колес. Подвеска пневмогидравлическая.

Передняя ось и задний мост БелАЗ-540 подвешены на четырех пневмогидравлических цилиндрах (по два на каждой оси). Цилиндры передней и задней подвесок унифицированы и отличаются только длиной.

На автомобиле БелАЗ-548 передняя ось также подвешена на двух цилиндрах, а задний мост — на четырех (по два цилиндра с каждой стороны). Цилиндры воспринимают только вертикальные нагрузки. Толкающая и тормозная силы, а также тормозной и реактивный моменты передаются на раму через систему шарнирно установленных продольных штанг, образующих параллелограмм. В рулевом механизме трение скольжения заменено трением качения. Для облегчения управления автомобилем в конструкцию рулевого управления введен гидравлический усилитель.

В тормозную систему входят основные колесные тормоза колодочного типа с пневматическим приводом и ручной тормоз ленточного типа. Передние и задние тормоза имеют отдельные пневматические приводы, предусматривающие также дополнительный аварийный привод. При работе с грузом на уклон используется гидродинамический тормоз-замедлитель.

В систему опрокидывающего механизма автосамосвалов входят два телескопических гидроподъемника. Цилиндр опрокидывающего механизма автомобиля БелАЗ-548 унифицирован с цилиндром автомобиля БелАЗ-540 и отличается от него наличием дополнительного, четвертого звена, которое обеспечивает необходимое усилие в первый период разгрузки 40-тонного автосамосвала. Максимальное давление в гидросистеме 80—90 кг/см².

Кузова БелАЗ-540 и БелАЗ-548 изготавливают из низколегированной стали, они аналогичны по конструкции, а отличаются емкостью и прочностью. Днище кузова однослойное толщиной 18 мм у БелАЗ-540 и 25 мм у БелАЗ-548. Предусмотрен обогрев днища выхлопными газами двигателя.

В 1967 г. Белорусским автомобильным заводом с максимальным использованием унифицированных узлов серийно выпускаемых машин создан дизель-электрический автосамосвал грузоподъемностью 75 т, представляющий собой также двухосную по-

Таблица 5. Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ-540, БелАЗ-548 и БелАЗ-549

Параметры	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549
Грузоподъемность, т	27	40	65—75
Емкость кузова, м ³	15,3	21,0	35
геометрическая	18,7	26,0	41
с шапкой			
Номинальная мощность двигателя, л. с.	360	520	850
Длина автомобиля, мм	7200	8120	9600
Ширина автомобиля, мм	3480	3787	4900
Марка двигателя	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240Н	М-300
Рабочий объем двигателя, л.	22,3	22,3	62,4
Число цилиндров двигателя	12	12	12
Расположение цилиндров	V-образное	V-образное	V-образное
Ход поршня, мм	140	140	200
Диаметр поршня, мм	130	130	180
Максимальный крутящий момент на карданном валу, кгм	134	140	—
Число оборотов двигателя, об/мин	2100	2100	1500
Вид топлива	Д и з е л ь н о е		
Максимальная скорость, км/ч	55	58	65
Вес самосвала, т	21	27	42
без груза	48	67	107
с грузом			
Распределение веса по осям с грузом, %:			
на переднюю ось	32	32	32
на заднюю ось	68	68	68
Число осей, в том числе ведущих	2—1	2—1	2—1
Передаточное отношение повышающей передачи	0,047	0,85	—
Передаточное число КПП:			
I передача	2,6	2,46	—
II передача	1,43	1,43	—
III передача	0,7	0,7	—
задний ход	1,6	1,6	—
Общее передаточное число заднего моста	16,15	20,496	—
Тормозной путь при скорости движения 30 км/ч, м	Не более 16	13	Не более 15
Контрольный расход топлива на 100 км, л	125	125	—
Максимальный коэффициент трансформации гидротрансформатора	3,5	3,5	—
Размер шин	18.00—25	20.00—33	24.00—49
Емкость топливного бака, л	400	580	700
Размеры кузова автомобиля, внутреннее, мм:			
длина по днищу при наклоне 15°	4175	4890	6500
ширина передней/задней части	3176/3288	3376/3476	4344/4484
высота передней/задней части	1430/660	1812/675	1480/630
Высота автомобиля, мм	3415	3790	4400
База автомобиля, мм	3550	4200	4300

Таблица 5 (окончание)

Параметры	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549
Угол опрокидывания максимальный, град	55	55	50
Минимальный радиус поворота автомобиля по переднему колесу, мм	8,32	9,5	9,5
Высота автомобиля при максимальном поднятом кузове, мм	6450	7630	9000
Погрузочная высота, мм	3050	3460	3990

вую базовую модель с задними ведущими колесами. На автомобиле БелАЗ-549 установлен двигатель М-756А мощностью 800—850 л. с. при 1500 об/мин. На автомобиле вместо гидромеханической применена электрическая трансмиссия (табл. 5).

В электрическую передачу автомобиля входят генератор, приводимый в движение первичным двигателем, и электродвигатели, встроенные в ободы ведущих колес. Мощность электрического генератора соответствует мощности первичного двигателя: мощность каждого колесного электродвигателя 270 квт. Мотор-колеса оборудованы двухскоростным редуктором планетарного типа.

Подвеска колес автомобиля БелАЗ-549 независимая пневмогидравлическая. Колесо вместе со встроенным в него электродвигателем и элементами подвески представляет собой законченный узел, пригодный для всей гаммы новых большегрузных автомобилей. Цилиндр подвески имеет либо гидравлическое, либо пневматическое регулирование, позволяющее автоматически изменять его характеристику в зависимости от загрузки автомобиля.

Тормоза неведущих колес — колодочные, ведущих колес — дисковые с пневмогидравлическим приводом. В схеме электрической трансмиссии предусмотрена возможность электродинамического торможения, выполняющего функции тормоза-замедлителя.

Рулевое управление БелАЗ-549 гидравлическое, включающее рулевой механизм с гидрораспределителем, цилиндры поворота, насосы и следящее устройство. Рулевое управление снабжено аварийным приводом, который состоит из двигателя постоянного тока и шестеренчатого насоса.

Конструктивные схемы остальных узлов БелАЗ-549 аналогичны соответствующим узлам автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548.

На базе описанных моделей автосамосвалов заводом созданы тягачи с полуприцепами с задней разгрузкой («автопоезда») БелАЗ-540В-5271 грузоподъемностью 45 т и БелАЗ-549В-5272

грузоподъемностью 65 т. Готовится к выпуску тягач с полуприцепом БелАЗ-549В-5275 грузоподъемностью 120 т (рис. 5).

Применение седельных тягачей с полуприцепами с задней разгрузкой значительно более ограничено, чем базовых автосамосвалов. На рациональное и экономичное использование их можно рассчитывать:

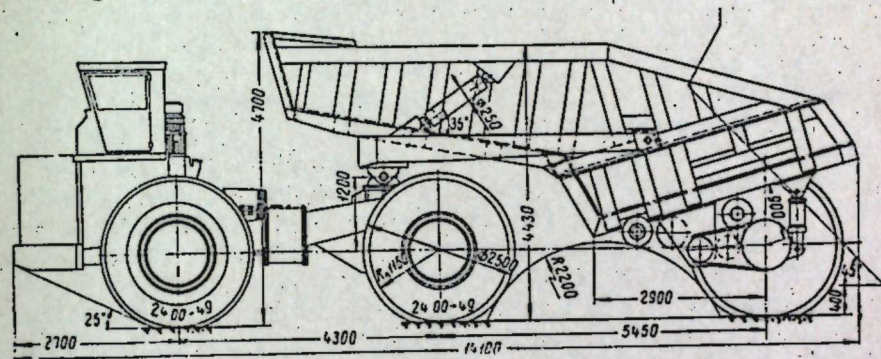


Рис. 5. Авто тягач с полуприцепом БелАЗ-549В-5275.

- а) при значительных расстояниях транспортирования (более 2,5—3 км);
- б) при сравнительно прямолинейных в плане трассах дорог с усовершенствованными покрытиями;
- в) при уклонах в грузовых направлениях не более 4—5%;
- г) на нагорных карьерах при движении с грузом под уклон;
- д) при работе с экскаваторами, имеющими ковши емкостью не менее 6—8 м³.

Из всех рассмотренных новых автомобилей полную апробацию в производственных условиях получил лишь 27-тонный самосвал БелАЗ-540, использующийся на отдельных предприятиях уже более трех лет. В 1967 г. на карьерах работало около 1500 автосамосвалов БелАЗ-540. Среднегодовой пробег составляет 45—48 тыс. км. Пробег до капитального ремонта на ряде предприятий в 1967 г. составил 80—100 тыс. км; это позволяет считать, что при условии правильной эксплуатации можно достичь 120 тыс. км.

Средняя фактическая производительность БелАЗ-540 превышает в 1,4—1,5 раза производительность автомобиля МАЗ-525 и в 2,5—3 раза — производительность КраЗ-256. Достигнутая производительность обеспечивается за счет применения прогрессивной компоновки, повышенных скоростей движения, маневренности, плавности хода, улучшения условий работы водителя и благодаря установке новых узлов гидромеханической передачи и пневмогидравлической подвески.

Однако в процессе испытаний и главным образом опытной эксплуатации в производственных условиях установлено, что ав-

тосамосвал БелАЗ-540 имеет недостаточную надежность пневмогидравлической подвески, промежуточного карданного вала, гидротрансформатора и кабины. Установленный гидротормоз-замедлитель имеет ряд конструктивных дефектов, противотуманные фары не соответствуют своему назначению из-за малой эффективности, отопление кабины неустойчиво. Установленный на автосамосвалах первых выпусков двигатель Барнаульского завода Д-12А-375Б имеет малый моторесурс и большой расход авиамасла, компрессор Паневежского завода имеет низкую надежность из-за частых поломок клапанов пружин. Автомобиль не имеет нейтрализатора выхлопных газов. Шины 18.00—25 хотя и имеют ходимость в карьерных условиях выше, чем шины 17.00—32 (применявшиеся на МАЗ-525), но при их эксплуатации наблюдаются частые случаи расслоения элементов, ускоренный износ протектора, излом ободной ленты и т. д. Все это вместе взятое снижает надежность и эксплуатационные показатели автосамосвалов БелАЗ-540. Но и при этих недостатках (устраняемых заводом-изготовителем), как показывают исследования ИГД МЧМ СССР, автосамосвал БелАЗ-540 является вполне современной, высокоскоростной, достаточно производительной и экономичной машиной.

Тяговые качества большегрузных автосамосвалов оцениваются по их способности преодолевать сопротивление движению, возникающее в процессе работы в различных дорожных условиях. Установлено, что сопротивление движению автосамосвала БелАЗ-540 на рудных карьерах (Сарбайский карьер) изменяется в диапазоне 10—105 кг/т для груженых и 17—109 кг/т для порожних автосамосвалов. Среднее удельное сопротивление движению автосамосвалов БелАЗ-540 показаны ниже (кг/т):

	Груженный автосамосвал	Порожний автосамосвал
Асфальтовая дорога на поверхности карьера	10—16	17—25
Щебеночная главная откаточная дорога в хорошем состоянии	26—35	35—52
Укатанный заезд в рудном забое	35—48	40—54
Укатанный заезд в забое рыхлых пород (песок, суглинок, опока)	50—62	61—75
Неукатанная, спланированная рабочая площадка породного уступа	65—105	75—110

На магистральных карьерных автодорогах удельное сопротивление движению автосамосвала БелАЗ-540 при наиболее распространенных скоростях движения 20—30 км/ч находится в пределах 10—28 кг/т для груженого автомобиля и при движении порожняком со скоростью 30—50 км/ч — до 18—45 кг/т, что объясняется значительным увеличением сопротивления воздуха.

Наибольший крутящий момент (рис. 6) двигатель автосамосвала БелАЗ-540 развивает на забойных плохо спланированных

участках автодорог. Наибольшая величина крутящего момента, установленная для магистральных дорог при уклонах 8%, составляет 180—190 кгм, в то время как на забойных дорогах наибольший крутящий момент достигает 210—220 кгм. Таким образом, при наличии в карьерах уклонов, не превышающих на главных откаточных дорогах 7—8%, определяющим мощность двигателя является крутящий момент, необходимый для преодоления автосамосвалом забойных участков дорог. Следует учитывать, что наибольшее значение крутящего момента приходится на период трогания груженого автосамосвала с места.

Стадия трогания автосамосвала с места, продолжающаяся 3—5 сек, характеризуется резким увеличением крутящего момента, когда он (при скорости автомобиля 3—4 км/ч) возрастает до своих максимальных значений (210—220 кгм). На второй стадии неустановившегося движения (5—30 сек) при скорости автосамосвала 12—14 км/ч крутящий момент значительно снижается и, как правило, не превышает 110—150 кгм. При этом число оборотов двигателя возрастает с 850—1100 до 1200—1350.

Продолжительность разгона автосамосвала в груженом состоянии обычно не превышает 30—35 сек, затем наступает стадия установившегося движения. Установившийся режим движения груженого автосамосвала на подъемах характеризуется следующими показателями:

	Забойные автодороги с уклонами до 3—4°/оо	Магистральные автодороги с уклонами до 8°/оо
Скорость движения, км/ч	10—14	14—15
Число оборотов двигателя, об/мин	1100—1250	1100—1200
Крутящий момент двигателя, кгм	190—220	180—190

При движении порожнего автосамосвала пиковые значения крутящего момента, наблюдаемые в период трогания автосамосвала с места, не превышают 130—135 кгм. Мощность двигателя при движении автосамосвала порожняком используется в пределах 25—60%. Учитывая установленные тяговые качества БелАЗ-540 и то, что на главных откаточных дорогах с улучшенными покрытиями, имеющими уклон до 8%, крутящий момент

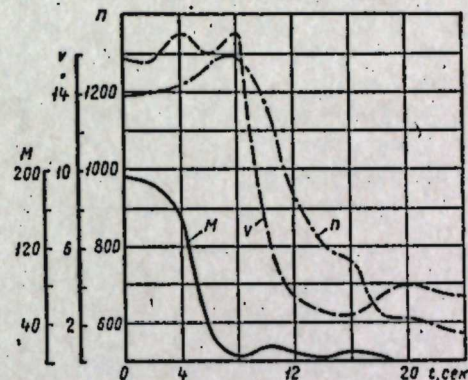


Рис. 6. Крутящий момент (М, кгм), скорость (v, км/ч) и число оборотов в минуту (n) при свободном выбеге автосамосвала БелАЗ-540

двигатели самосвала не достигает своих максимальных значений, представляется возможным на отдельных участках подъемов (выездов из карьера) иметь уклоны до 10%.

Одним из важнейших конструктивных и эксплуатационных качеств карьерного автосамосвала является скорость движения, которая в совокупности с другими качествами определяет его производительность. Среднетехническая скорость движения БелАЗ-540 зависит не только от конструктивных качеств, но и от условий эксплуатации в карьерах, от величины уклонов автодорог, сложности трассы, качества дорожного покрытия, глубины разработок, соотношения участков временных и постоянных дорог, интенсивности движения и т. д. Среднетехнические скорости движения автосамосвалов (км/ч) в различных отраслях горнодобывающей промышленности за 1966 г. представлены ниже:

	БелАЗ-540	МАЗ-525	КрАЗ-222, КрАЗ-256
Черная металлургия	20,1	13,9	21,1
Цветная металлургия	18,7	14,9	21,5
Угольная промышленность	16,5	14,4	20,9
Промышленность стройматериалов	12,6	10,6	Нет данных

Наибольшие среднетехнические скорости автосамосвалов БелАЗ-540 были на Соколовско-Сарбайском комбинате — 24,7 км/ч (при среднетехнической скорости автосамосвалов МАЗ-525 в тех же условиях 15,6 км/ч).

Скорость движения автосамосвалов БелАЗ-540 на забойных участках дорог и заездах к экскаваторам ограничивается не тяговыми характеристиками, а в большинстве случаев качеством

Таблица 6. Средние скорости движения автосамосвалов БелАЗ-540 и МАЗ-525 на Сарбайском карьере

Характеристики автодорог	Груженный		Порожный	
	БелАЗ-540	МАЗ-525	БелАЗ-540	МАЗ-525
Забойные временные	12,7	10,4	14,4	13,2
Магистральные со щебеночным покрытием с подъемом				
2%	20,8	16,7	54,7	28,6
5%	20,5	12,1	41,8	23,1
8%	15,4	10,7	36,2	21,0
Магистральные со щебеночным покрытием на поверхности	39,6	26,0	40,7	30,0
Выезды на отвал с подъемом до 3,5%	19,8	15,3	—	—
Временные на отвале	16,9	14,4	16,9	14,7
Заезды на склад руды	18,3	15,1	—	—

дорог. Так, средняя скорость движения груженого автосамосвала в породном забое с мягкими породами равна 11,5 км/ч, а на дорогах в рудном забое 14 км/ч. В этих же условиях порожний самосвал движется со скоростью 13,3 и 15,5 км/ч, соответственно. На отвальных дорогах скорости как груженого, так и порожнего примерно одинаковы и составляют в среднем около 17 км/ч. Наибольшие скорости развивают автосамосвалы на магистральных участках автодорог при уклонах до 5%, в груженом состоянии до 22—23 км/ч и в порожнем до 50—54 км/ч (рис. 7 и табл. 6).

На протяжении всего рейса автосамосвала в карьере, как правило, имеет место неравномерный режим. Скорость заезда автосамосвала на погрузку и разгрузку обычно не превышает 8—10 км/ч. Среднее время маневров при установке под погрузку равно 22—26 сек. Разгрузка обычно занимает до 40—50 сек. Показатели работы БелАЗ-540 при маневрах на отвале и рудном складе:

Пройденный путь при маневрах, м

Время маневров, сек

На отвале		
передний ход	47—50	14—50
задний ход	24—25	13—14
На рудном складе		
передний ход	42—45	16—17
задний ход	12—13	13—15

Конструктивные особенности БелАЗ-540 дают ему возможность при движении задним ходом развивать скорость 12,5 км/ч. Высокая скорость маневров в сочетании с короткой базой и достаточно совершенным управлением делают автосамосвал БелАЗ-540 мобильным и маневренным автомобилем. К сожалению, наибольшая конструктивная скорость автосамосвала (56 км/ч) практически не может быть использована в карьерах (обычно скорости ниже на 25—60%) из-за неудовлетворительных дорожных условий, и даже при работе с грузом под уклоном скорости по условиям безопасности движения не превышают 20 км/ч без гидротормоза-замедлителя и 25—30 км/ч при его наличии.

Особенно неблагоприятно на скоростных показателях автосамосвалов БелАЗ-540 сказывается их эксплуатация с автоса-

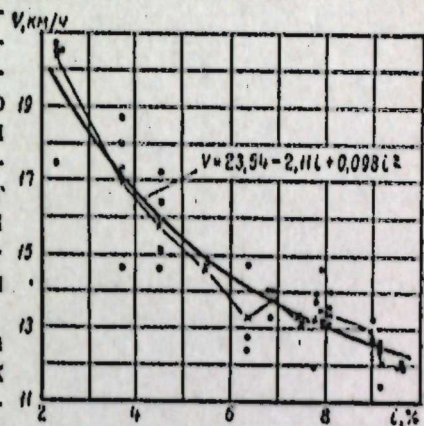


Рис. 7. Корреляционная зависимость фактической скорости движения автосамосвала БелАЗ-540 от продольного уклона автодороги.

Таблица 7. Экспериментальные данные торможения груженого БелАЗ-540 при спуске в карьер

Скорость движения		Уклон автомобильной дороги, %	Тормозной путь, м	Характер торможения	Характеристика дороги
м/сек	км/ч				
6,3	27,7	4,0	21,7	Интенсивное	Щебеночная укатанная
7,2	26,9	5,0	23,1	»	»
6,8	24,5	6,0	25,1	»	»
6,8	24,5	5,0	34,2	Плавное	»
6,8	24,5	5,4	38,6	»	»
6,3	22,7	8,0	32,8	»	»

мосвалами МАЗ-525. В этих случаях скорость БелАЗ-540 снижается еще, как минимум, на 20—45%.

Для использования скоростных возможностей БелАЗ-540 в этих условиях необходимо:

организовать движение БелАЗ-540 по обособленной полосе на участках, где их скорость значительно превышает скорость движения остальных машин;

расширить дорогу для обгона более тихоходных автосамосвалов;

распределять различные виды автотранспортных средств по обособленным участкам разработки месторождения;

организовать двухполосное движение.

Фактические тормозные пути автосамосвалов в карьерных

условиях при движении с грузом на спусках на щебеночной автодороге при уклоне 4—8% составляют 22—25 м при интенсивном нажатии на тормозную педаль и 32—38 м при плавном нажатии (рис. 8 и табл. 7).

Время торможения обычно изменяется от 6 до 11 сек. При небольших скоростях движения (до 15 км/ч) величина продольного уклона в пределах 2—8% существенного влияния на тормозной путь автосамосвала не оказывает. При больших скоростях движения (до 50 км/ч) тормозной путь возрастает более резко и составляет 120 м для груженого и 80 м для порожнего при уклонах 10%. Величина безопасного расстояния между дви-

Таблица 8. Средний расход дизельного топлива автосамосвалами БелАЗ-540 на Сарбайском карьере

Гаражный номер автосамосвала	Пробег автосамосвала с момента начала его эксплуатации		Расход на 100 км пробега, кг		Отношение расхода авиамасла к расходу дизельного топлива, %
	км	мото-часов	дизельного топлива	авиамасла	
5	70744	3688	132	4,7	3,55
1	58997	3180	146	6,4	4,35
30	55192	3034	163	6,0	3,70
10	53426	3074	141	6,0	4,26
20	51922	2946	137	7,9	5,77
25	47728	2622	133	6,8	5,15
Среднее	56334	3074	142	6,3	4,50

жущимися автосамосвалами при спуске груженого под уклон 8% и скорости до 30 км/ч — 60 м и порожнего — порядка 50 м.

Расход дизельного топлива (табл. 8) в зависимости от условий эксплуатации изменяется в значительных пределах: так, при движении груженого автосамосвала на подъеме 9—9,5% 255—262 кг на 100 км пробега, при уклоне же 2—2,5% — 145—148 кг. На уклоне 8% расход топлива колеблется в пределах 170—240 кг на 100 км пробега в зависимости от скорости движения и состояния автосамосвала. Максимальный расход дизельного топлива наблюдается при маневровых операциях. Особенно это проявляется при маневрировании автосамосвала задним ходом (450—470 кг на 100 км пробега). При маневрировании передним ходом расход дизельного топлива значительно меньше (150—360 кг на 100 км пробега) и зависит от скорости движения.

Режим работы автомобильного карьерного транспорта

Режим работы автомобильного карьерного транспорта в основном характеризуется принятым порядком использования автомобилей в течение суток. Суточный режим в свою очередь определяется количеством рабочих смен и их продолжительностью. От использования автомобиля в течение суток в большой степени зависит режим работы автотранспорта и на более длительный период времени, предусматривающий наряду с рабочими днями и сменами выделение времени на производство подготовительных и ремонтных работ. Существуют различные мнения по поводу рационального режима работы автотранспорта.

На горнорудных предприятиях распространена в основном трехсменная и двухсменная работа автотранспорта в сутки при трехсменном, двухсменном, а иногда и односменном режиме работы автосамосвалов (например, Балаклавский карьер). Некоторые авторы (канд. экон. наук Н. Н. Бриллиантова и инж. П. Ф. Смышко) доказывают, что удельные капитальные затраты

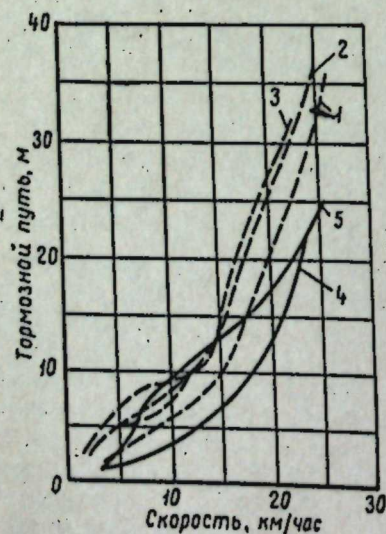


Рис. 8. Тормозные пути автосамосвала БелАЗ-540 при движении с грузом под уклон:

1, 2, 3 — при плавном нажатии на педаль;
4, 5, 6 — при интенсивном нажатии на педаль.

Таблица 9. Показатели работы автосамосвалов БелАЗ-540 в две и три смены на Сибайском карьере (1965 г.)

Показатель	Трехсменный режим					Двухсменный режим				
	Номер автосамосвала									
	25	26	33	34	41	24	27	30		
Отработано машино-смен	56	61	61	61	41	39	41	46		
Коэффициент сменности	2,24	2,44	2,44	2,44	1,64	1,56	1,64	1,85		
Машино-часов в наряде	440	488	488	488	328	312	328	368		
Общий пробег, км	7722	8338	8336	8274	5708	5424	5664	6218		
Сделано рейсов	1083	1121	1185	1140	812	759	799	876		
Производительность, м ³	14082	15158	15362	15337	10621	9870	10389	11538		
Простои всего, ч	112	84	112	105	42	35	35	56		
В том числе в техобслуживании ТО-1 и ТО-2	49	42	35	49	35	28	28	35		
Средний суточный пробег, км	297	322	320	306	228	226	238	242		
Средняя производительность, м ³ в сутки	542	632	591	568	425	411	433	444		
в смену	251	249	252	251	259	253	253	251		
в час	32	31	31	31	32	32	32	31		

Таблица 10. Коэффициент использования календарного времени автосамосвалов МАЗ-525 в зависимости от режима и срока эксплуатации

Карьер	Режим эксплуатации	Годы эксплуатации							
		1	2	3	4	5	6	7	8
Сибайский Учалинский	3-сменный	0,494	0,420	0,415	0,433	0,404	0,294	0,269	0,242
	2-сменный	0,380	0,335	0,310	0,316	0,312	0,311	—	—

при двухсменном режиме увеличиваются по сравнению с трехсменным на 20—30%, удельные эксплуатационные и расчетные — в основном на 5—10%, производительность списочного автосамосвала в год снижается на 20—25%. При этом заложены в расчеты нормативные сроки ремонтов и межремонтных пробегов, поэтому капитальные затраты на подвижной состав и эксплуатационные расходы определены без учета реальных условий эксплуатации и сроков поступления автосамосвалов во времени, а это, как показывают исследования, имеет решающее значение.

Анализ работы автомобильного транспорта на рудных карьерах показывает, что наиболее высокая производительность автотранспорта достигается при трехсменном режиме работы автосамосвалов, но лишь в первоначальный период эксплуатации. Так, на Сибайском меднорудном карьере, одним из первых начавшем применять большое число автосамосвалов МАЗ-525, коэффициент сменности за 1958—1965 гг. был 1,87—2,27, в то время как на Учалинском меднорудном карьере 1,60—1,87, т. е. на 30% меньше. При этом повышенный коэффициент сменности на Сибайском карьере обусловил повышение годовой выработки на один автосамосвал на 15—18%. По автомобильному хозяйству Сибайского карьера показатель фондоотдачи, вычисленный как отношение количества выполненной работы в тонно-километрах на 1 рубль стоимости основных производственных фондов, составляет 15,9 ткм/руб, а на Учалинском 13,8 ткм/руб, т. е. показатели фондоотдачи при трехсменной работе автотранспорта также оказываются несколько выше.

Наиболее заметна повышенная эффективность трехсменной работы при автосамосвалах, имеющих пробег до 15—20 тыс. км. Подтверждением этому являются показатели работы в три и две смены группы новых автосамосвалов

БелАЗ-540 на Сарбайском железорудном карьере (табл. 9). Из этой таблицы видно, что среднемесячная производительность при трехсменной работе примерно на 40% выше, чем при двухсменной, что достигается за счет повышения коэффициента сменности с 1,67 при двухсменной работе до 2,39 при трехсменной. Изменение коэффициента сменности практически не отражается на сменной и часовой производительности автосамосвалов. Однако приведенные показатели типичны лишь для новых автосамосвалов в первые один-полтора года.

С течением времени эксплуатации количество отработанных смен, часов, а вместе с этим и производительность автосамосвалов заметно снижается. Так, на Учалинском карьере при двухсменном режиме за 5 лет эксплуатации производительность одного автосамосвала МАЗ-525 снизилась на 22%, что соответствует ежегодному снижению на 0,66 тыс. ткм, или 4,4% первоначальной. На Сибайском карьере при трехсменном режиме за 7 лет эксплуатации годовая производительность снизилась на 40,3, что соответствует 8,93 тыс. ткм, или 1,29 тыс. ткм в год.

На основании опыта эксплуатации автосамосвалов МАЗ-525 при трехсменном режиме на Сибайском карьере была получена зависимость

$$Q = 249 - 18T. \quad (1/1)$$

При двухсменном режиме работы тех же самосвалов на Учалинском карьере установлена следующая зависимость:

$$Q = 200 - 9,6T, \quad (2/1)$$

где Q — первоначальная производительность автосамосвалов, тыс. т в год;

T — срок службы, лет.

Приведенные показатели и зависимости, а также данные ряда других карьеров показывают, что снижение производительности автосамосвалов на протяжении многолетней эксплуатации при трехсменном режиме происходит почти в два раза интенсивнее, чем при двухсменном режиме. Значительное снижение производительности автосамосвалов при трехсменном режиме обуславливается более быстрым ухудшением использования автосамосвалов во времени, чем при двухсменном режиме, что видно из табл. 10.

Таблица 11. Коэффициент неравномерности выхода автосамосвалов на линию

Карьер	Режим эксплуатации	Смены		
		вечерняя	ночная	дневная
Учалинский	2-сменный	1,44—1,55	1,4—1,5	1,3—1,4
Сибайский	3-сменный	1,7—1,8	1,8—2,0	1,45—1,6
Соколовский	»	2,1—2,2	3,2—3,4	3,8—4,0

Таблица 12. Средние затраты времени в машино-днях на эксплуатационные ремонты автосамосвалов при двухсменном и трехсменном режимах эксплуатации

Карьер	Режим эксплуатации	Годы эксплуатации				
		1	2	3	4	5
Учалинский	2-сменный	25,2	39,6	34,0	45,0	54,1
Сибайский	3-сменный	26,0	45,0	55,0	85,0	110,0

Таким образом, при трехсменном режиме в первоначальный период эксплуатации достигаются более высокие показатели использования календарного времени, а в связи с этим и производительности автосамосвалов. Однако при этом происходит более интенсивный износ автосамосвала и более интенсивное ежегодное снижение производительности. Увеличивающийся при трехсменной работе износ автосамосвалов вызывает большую неравномерность их выхода на линию (табл. 11).

Интенсивный износ автосамосвалов вызывает увеличение отказов в работе, происходящих из-за неисправностей, поломок, преждевременного выхода из строя отдельных деталей и т. д. В связи с этим увеличиваются затраты времени на эксплуатационные ремонты автосамосвалов (табл. 12).

Для поддержания автосамосвалов в технически исправном состоянии всегда требуется время на техническое обслуживание и ремонты, которое по мере износа автосамосвалов увеличивается. Вследствие ежегодного снижения эксплуатационной надежности по мере износа автосамосвалов увеличиваются простои и затраты на их ремонты и содержание. В связи с тем, что при трехсменном режиме затраты на ремонты и содержание резко растут, значительно возрастает и стоимость транспортирования (рис. 9).

Двухсменный режим, таким образом, позволяет увеличить срок службы машин, улучшить организацию технического обслуживания и ремонта, уменьшить неравномерность выхода автосамосвалов на линию, улучшить коэффициент использования рабочего времени, увеличить производительность погрузочно-транспортного комплекса, и, вместе с этим, достичь наи-

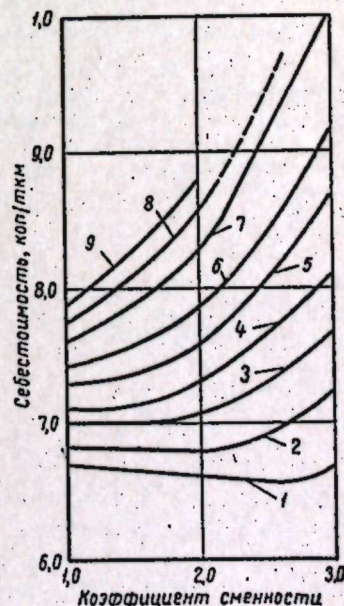


Рис. 9. Зависимость стоимости транспортирования автосамосвалами БелАЗ-540 от коэффициента сменности (цифры на кривых соответствуют годам эксплуатации).

более низкой стоимости транспортирования. Выполненные для ряда конкретных предприятий расчеты показывают, что при двухсменном режиме работы автосамосвалов себестоимость 1 ткм автомобильных перевозок (БелАЗ-540) на 10—17%, а расчетные затраты на 7—10% меньше, чем при трехсменном.

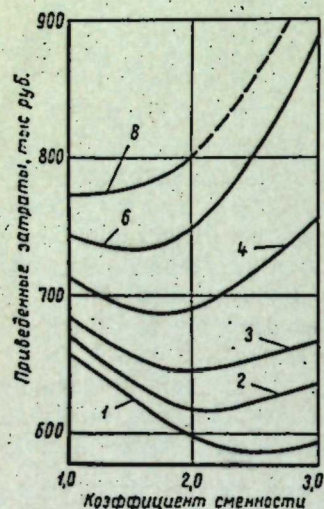


Рис. 10. Зависимость приведенных затрат при транспортировании автосамосвалами БелАЗ-540 от коэффициента сменности (цифры на графике соответствуют годам эксплуатации).

На основании технико-экономических исследований установлена зависимость рационального коэффициента сменности от времени эксплуатации автосамосвалов:

$$K_{см} = 2,7 - 0,24t,$$

где t — год эксплуатации автосамосвала.

Срок службы автосамосвалов на рудных карьерах колеблется от 3,5 до 11 лет. Нормативный срок службы большегрузных автосамосвалов с учетом эксплуатации в тяжелых горнотехнических условиях составляет 7,5 года. Установлено, что при интенсивной, особенно трехсменной, эксплуатации каждый автосамосвал на шестой год работы недодаст столько тонн горной массы, стоимость транспортировки которой будет равна стоимости вновь приобретенной машины. Таким образом, если ограничить срок службы автосамосвала пятью годами, то вновь приобретенный автосамосвал на шестой год будет работать как старый (т. е. он окупится), но зато на седьмой год и в течение дальнейших пяти лет производительность нового автосамосвала будет почти вдвое

выше, чем старого. Если учитывать, что затраты на ремонты, как показали исследования НИИАТ, возрастают прямо пропорционально увеличению срока службы автосамосвала, то целесообразный срок эксплуатации будет еще ниже, а экономический эффект предприятия при своевременном обновлении автомобильного парка значительно увеличится. Поэтому на предприятиях особое внимание должно уделяться времени и проценту замены автосамосвалов в зависимости от специфических особенностей производства и совершенства организации службы ремонта и обслуживания.

На удлинение срока службы автосамосвалов, эффективность использования и технико-экономические показатели эксплуата-

Таблица 13. Периодичность, продолжительность и трудоемкость технических обслуживаний и ремонтов автосамосвалов МАЗ-525 на Сибайском карьере

Агрегат или узел	Пробег (в км) между очередными обслуживаниями, ремонтами				
	ЕО	ТО-1	ТО-2	Средний ремонт	Капитальный ремонт
Автосамосвал МАЗ-525	Один раз в сутки	1200	4500	45000	90000
Двигатель Д12-А	—	—	—	—	45000
Коробка перемены передач	—	—	—	—	45000
Передний и задний мост	—	—	—	—	45000
Время простоя в ТО и ремонте в календарных днях	В межсменное время	0,3	3,0	18,0	30

Виды работ	Трудоемкость обслуживаний и ремонтов, чел-ч				
	ЕО	ТО-1	ТО-2	Эксплуатационный ремонт	Капитальный ремонт
Всего	2,0	20,0	115,0	85,0	1120,0
В том числе:	2,0	19,0	101,0	60,9	646
слесарные	—	—	—	4,3	50,0
кузнечные и термические	—	—	6,0	3,5	238,0
сварочные и котельные	—	—	—	—	—
аккумуляторные, электро-технические, медницкие	—	1,0	8,0	3,8	50,0
вулканизационные	—	—	—	2,2	—
плотницкие	—	—	—	1,0	26,0
малярные	—	—	—	0,6	10,0
станочные	—	—	—	8,7	100,0

Примечание. Эксплуатационный ремонт (на 1000 км) включает текущий и средний ремонты.

Таблица 14. Периодичность, продолжительность и трудоемкость технического обслуживания автосамосвалов МАЗ-525 и БелАЗ-540, по данным карьеров за 1965—1966 гг.

Карьер	Вид обслуживания	Периодичность, к.м		Продолжительность, суток		Трудоемкость, чел/ч	
		МАЗ-525	БелАЗ-540	МАЗ-525	БелАЗ-540	МАЗ-525	БелАЗ-540
		1500—2000 800 (через 5—6 суток) через 3—4 суток ТО-1	1500—2000 1100—1300 3500—5000 4500—5000	0,3 0,3 2,0 0,6	0,3 0,3 2,0 0,6	19—25 20 65 1	19—25 18 60 1
Сибайский	ТО-1						
Учалинский	ТО-2						
	ТО-1						
	ТО-2						
Соколовский и Сарбайский	ТО-2						

ции решающее влияние оказывает своевременность, полнота и качество проведения регламентированных для данной машины технических обслуживаний и ремонтов.

На карьерах принята планово-предупредительная система технического обслуживания и ремонта автосамосвалов. Техническое обслуживание автосамосвалов по периодичности, перечню и объему работ подразделяется на следующие виды:

- ежедневное техническое обслуживание (ЕО),
- первое техническое обслуживание (ТО-1),
- второе техническое обслуживание (ТО-2).

Ремонты автосамосвалов подразделяются на следующие виды: текущий (заявочный) ремонт, выполняемый по отдельным заявкам на устранение неисправностей, обнаруженных во время эксплуатации или технического обслуживания;

средний и капитальный ремонты, выполняемые после определенного пробега автосамосвала.

В последнее время в положении о техническом обслуживании и ремонте автосамосвалов (1965 г.) средний ремонт не предусматривается, однако опыт эксплуатации большегрузных автосамосвалов свидетельствует, что проведение годового эксплуатационного ремонта автосамосвала весьма полезно, а в отдельных случаях (в тяжелых горно-технических условиях) и необходимо. Такой ремонт по объему работ и величине пробега автосамосвала как раз и соответствует ранее предусматривавшемуся среднему ремонту.

На большинстве крупных предприятий, эксплуатирующих большегрузные автосамосвалы, установлены свои нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости технического обслуживания и ремонта автомобилей (табл. 13). Практически на карьерах сроки ремонтов часто не выдерживаются и вследствие различных местных причин вводится их иная периодичность и продолжительность. Так, на некоторых карьерах не проводится первое техническое обслуживание, на других, наоборот, в первое техническое обслуживание включаются работы, предназначенные для второго, и т. д. В ряде случаев эти обслуживания проводятся нерегулярно (табл. 14) из-за:

неудовлетворительной организации службы технического обслуживания и ремонтов и надлежащего контроля за их графиками;

недостатка ремонтных помещений, квалифицированных кадров и неупорядоченной заработной платы ремонтников;

отсутствия необходимых запасных частей;

недостатка автосамосвалов для удовлетворения потребностей производства;

отсутствия научно обоснованных нормативов периодичности и объемов работ при техобслуживаниях и ремонтах применительно к конкретным условиям.

На крупных карьерах обычно осуществляется капитальный, а на некоторых и средний ремонт большегрузных автосамосвалов. Если эксплуатационный средний (годовой) ремонт целесообразно при наличии достаточно хорошо оснащенных баз выполнять на предприятиях, то капитальный ремонт лучше осуществлять на специальных автомобильных ремонтных заводах, построенных и строящихся в настоящее время в ряде районов страны. В условиях карьеров выполнение капитальных ремонтов, как правило, более сложно, трудоемко, ниже по качеству и более дорого (табл. 15).

Таблица 15. Показатели по капитальным ремонтам автосамосвалов МАЗ-525, выполняемым на карьерах

Показатель	Сибайский карьер	Учалинский карьер	Соколовский и Сарбайский карьеры
Фактический пробег, тыс. км:			
до 1-го капитального ремонта	125,2	93,6	102,6
от 1-го до 2-го капитального ремонта	88,8	—	35—40
от 2-го до 3-го капитального ремонта	63,9	—	—
Средний простой автосамосвала в ремонте, машино-дней:			
в капитальном	23	36	—
в текущем	62	60	—
Стоимость капитального ремонта, тыс. руб.	7,04	5,4	6,9

Таблица 16. Обслуживающий персонал автомобильного транспорта карьеров

Показатель	Башкирский медно-серный комбинат, цех горного транспорта	Башкирский медно-серный комбинат, цех вместе с авторемонтными мастерскими	Учащий горно-обогатительный	Соколовско-Сарбайский горно-обогатительный комбинат		
				автотранспортный цех № 1 Сарбайского карьера	автотранспортный цех № 3 Соколовского карьера	в целом по комбинату с авторемонтным цехом
Всего трудящихся, %	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
В том числе:						
водителей технического автотранспорта	66,5	55,3	48,4	53,1	64,5	46,5
ремонтных и обслуживающих рабочих ИТР и служащих	25,4	36,3	43,7	41,0	27,6	45,6
Количество обслуживающих и ремонтных рабочих на одного водителя	8,1	8,4	7,9	5,9	7,9	7,9
Количество обслуживающих и ремонтных рабочих на один самосвал	0,38	0,65	0,90	0,74	0,42	0,98
	1,13	1,96	2,23	1,38	1,02	1,95

Практика эксплуатации автосамосвалов МАЗ-525 показывает, что осуществление третьего капитального ремонта нецелесообразно и неэкономично. Автосамосвал с пробегом более 200—250 тыс. км должен списываться.

Фактическое распределение обслуживающего автотранспорт персонала на карьерах приведено в табл. 16.

В последнее время на горнорудных карьерах парк автосамосвалов МАЗ-525 в значительной степени обновляется за счет поступления БелАЗ-540 и БелАЗ-548. Полученный опыт их эксплуатации и данные о надежности в работе позволяют считать, что нормативные сроки периодичности, продолжительности и трудоемкости их технического обслуживания могут быть значительно изменены по сравнению с МАЗ-525. Так, если на большинстве карьеров ТО-1 для МАЗ-525 проводятся через 1000—1200 км пробега, а ТО-2 — через 4000—6000 км, то для БелАЗ-540 и БелАЗ-548 ТО-1 можно проводить через 1500—1800 км пробега, а ТО-2 — через 8000—9000 км.

Трудоемкость технических обслуживаний в человеко-часах может составлять (в зависимости

от организации работ, технического оснащения и квалификации персонала): ЕО от 0,66 до 1,0; ТО-1 от 14 до 20; ТО-2 от 31 до 50.

Виды и трудоемкость необходимых работ ТО-1 и ТО-2 новых большегрузных автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 приводятся ниже.

ТО-1 автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 и его трудоемкость (чел.-ч)

Очистка и мойка автомобиля	0,7
Смазка автомобиля	2,0
Промывка масляного фильтра и системы смазки	1,5
Очистка и промывка воздухоочистителя и топливного фильтра грубой очистки	2,1
Проверка крепления двигателя и гидравлической передачи	0,4
Проверка крепления топливного насоса высокого давления и его привода, генератора, стартера и других агрегатов, установленных на двигателе, а также установка угла опережения подачи топлива	0,45
Проверка уровня масла в кожухе регулятора числа оборотов коленчатого вала	0,25
Подтяжка гаек, шпилек выпускного и впускного коллектора	0,2
Проверка натяжения ремней вентиляторов и компрессора	0,15
Проверка напряжения аккумуляторных батарей, плотности и уровня электролита	0,5
Проверка проводки системы электрооборудования	0,5
Проверка правильности установки фар и действия ламп наружного и внутреннего освещения	0,6
Проверка крепления картера, рулевого механизма, рулевой колонки, сошки и гидравлического усилителя руля	0,8
Проверка затяжки болтов крепления карданных валов и крышек игольчатых подшипников	0,25
Проверка исправности тормозов и исправности пневматического привода	0,5
Проверка и регулировка тяг управления переключением передач	0,6
Проверка всех крепежных соединений и затяжка прижимов колес и состояния сальниковых уплотнений	2,0
Контрольная проверка автомобиля в целом	0,5
	14,0

ТО-2 автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 и его трудоемкость (чел.-ч)

Объем работ, предусмотренных ТО-1	14,0
Промывка топливных баков, трубопроводов и топливного фильтра	2,5
тонкой очистки	0,3
Проверка состояния генератора и реле регулятора	0,2
Осмотр и зачистка контактов пускового реле	0,7
Проверка и затяжка гаек и сливных шпилек головки блока цилиндров и сливных шпилек картера двигателя	0,7
Замена масла в корпусе регулятора числа оборотов коленчатого вала двигателя	0,3
Проверка правильности установки стартера	0,4
Проверка состояния аккумуляторных батарей и — при необходимости — их зарядка	1,0
Смазка автомобиля	2,0
Проверка и регулировка схождения колес	0,4
Проверка состояния цилиндров и подвески — при необходимости — их заправка	0,7

Промывка и смена масла в баке опрокидывающего механизма, а также в картере заднего моста, транспортных редукторах и гидромеханической передаче	3,5
Регулировка подшипников ступиц колес и — при необходимости — регулировка главной передачи заднего моста	5,0
	31,0

Особенности эксплуатации автотранспорта при селективной разработке руд

Селективная разработка руд обычно производится в тех случаях, когда рудное тело представлено несколькими разновидностями, сортами, когда различно содержание металла в руде и при других особенностях, вызывающих необходимость применения специальной технологии при обогащении и плавке.

Практически селективная разработка руд с той или иной степенью эффективности может осуществляться при любых видах транспорта. Однако наиболее успешно — при автомобильном транспорте, обладающем большей подвижностью, маневренностью, приспособляемостью к сложным условиям конфигурации забоя, неровной его подошве, небольшой высоте уступа, различным размерам заходов и переменным объемам отдельных рудных тел.

Автомобильный транспорт рационально использовать как в случае обеспечения раздельной разработки и транспортирования каждого сорта руды, так и для обеспечения постоянства содержания полезных компонентов в руде, доставляемой для переработки на обогатительные фабрики, т. е. при усреднении качества руд при добыче. В обоих случаях автомобильный транспорт позволяет упростить технологию, лучше организовать работу, обеспечить требуемое количество руд при добыче, чем это возможно при других распространенных видах транспорта — железнодорожном и конвейерном.

Перед ними, кроме того, автомобильный транспорт имеет следующие преимущества:

- повышается свобода действий экскаваторов при отработке сложных блоков;
- создаются условия для отработки блоков подступами без существенного удорожания погрузочно-транспортных работ;
- облегчается и удешевляется устройство, перенос, содержание забойных транспортных коммуникаций;
- обеспечивается почти равная производительность как при фронтальной, так и при тупиковой отработке неоднородных участков месторождения;
- снижается перемежаемость руд и пород вследствие возможного подвигания фронта работ параллельно простиранию рудных зон;

е) снижается минимально приемлемая выемочная мощность рудных и породных прослоек, которая нередко зависит от емкости транспортной единицы;

ж) уменьшаются объемы горной массы в сложных забоях, подлежащие предварительному конусованию;

з) обеспечивается возможность легко и быстро переносить места погрузки в карьере и регулировать потоки различных сортов руд;

и) упрощается установление стабильного режима горных работ в карьере с учетом сортности добываемых и транспортируемых руд.

Учитывая технические преимущества автомобильного транспорта, а также возможность селективной разработки при железнодорожном, конвейерном и других видах транспорта, необходимо устанавливать сравнительную экономическую эффективность, которая должна иметь немаловажное значение в окончательной оценке принятого вида транспорта.

Экономическая эффективность автомобильного транспорта при селективной разработке руд в сопоставлении с другим сравниваемым видом транспорта может быть определена из выражения

$$\frac{C_a + \Delta S_a}{C_0 + \Delta S_0} = K, \quad (4/1)$$

где C_a и C_0 — соответственно, себестоимость транспортирования руды автомобильным и сравниваемым видом транспорта без учета дополнительных затрат, возникающих при селективной разработке, руб.;

ΔS_a и ΔS_0 — соответственно, дополнительные затраты к себестоимости транспортирования автомобилями и сравниваемым видом транспорта, возникающие при селективной разработке, руб.

При $K_0 < 1$ более экономичным будет автомобильный транспорт, при $K_0 > 1$ — сравниваемый вид. C_a и C_0 определяют по общезвестной методике с учетом капитальных и эксплуатационных затрат на транспорт. Что касается ΔS_a и ΔS_0 , то они обуславливаются влиянием селективной добычи на производительность экскаватора и транспорта и определяются в каждом отдельном случае с учетом местных конкретных условий разработки.

При автомобильном транспорте влияние селективной добычи на производительность автомобильного транспорта проявляется в следующих технологических операциях:

а) при частой перемежаемости сортовых включений в заходке работа экскаватора на выемке и погрузке руды замедляется, вследствие чего возникают непроизводительные простои автомобилей;

б) при сложной конфигурации рудного тела и вызванной этим далеко не самой рациональной установке экскаватора, устройством подъезда и установкой автосамосвалов увеличивается

угол поворота экскаватора при погрузке, что также отражается на производительности и служит причиной простоев транспорта;

в) при особо малых объемах сортовых включений экскаватор производит конусование отдельных сортов руд в забое. Наличие конусов руды на трассе движения автосамосвалов затрудняет их наиболее рациональную установку, равно как и увеличивает время подъезда под погрузку. При этом увеличивается время рейса, что в конечном итоге приводит к потере рабочего времени;

г) при селективной добыче небольших сортовых включений принимается небольшая высота экскаваторных уступов, увеличивается время погрузки, тратится больше времени на перемещения экскаватора вдоль забоя, в результате чего возникают простои автомобилей. Общую потерю времени каждым автомобилем при селективной разработке в связи с этим составит сумма названных простоев.

Таким образом, снижение производительности автомобильного транспорта и увеличение стоимости погрузочно-транспортных работ зависит от потерь времени при выемке и погрузке транспортных средств экскаватором и от потерь времени автомобилями при их подъезде, маневрах и установке в забое.

Для определения дополнительных затрат, вызываемых селективной разработкой, при автомобильном транспорте, представим сменную производительность автосамосвала в следующем виде:

$$P = \frac{q \beta k T}{\frac{l}{v} + t} \quad (5/1)$$

где q — грузоподъемность автосамосвала, m ;
 β — коэффициент использования грузоподъемности;
 k — коэффициент использования сменного времени;
 T — продолжительность смены, $ч$;
 l — дальность транспортирования в грузовом направлении, $км$;
 v — средняя техническая скорость движения, $км/ч$;
 γ — коэффициент использования пробега;
 t — суммарная продолжительность простоя автосамосвала под погрузкой, разгрузкой, при маневрах, ожиданий и т. д., $ч$.

Обозначим числитель формулы через A и выражение, определяющее время нахождения автосамосвала в движении, через B , тогда

$$P = \frac{A}{B + t} \quad (6/1)$$

Количество автосамосвалов, необходимое для обеспечения заданной сменной производительности карьера,

$$N_a = \frac{KQ}{P} \quad (7/1)$$

где K — коэффициент неравномерности работы транспорта;

Q — сменная производительность карьера по руде, m .

Тогда

$$N_a = \frac{KQ(B+t)}{A} \quad (8/1)$$

Дифференцируя по t , устанавливаем связь между приростом простоев Δt от селекции и увеличением в связи с этим рабочего парка автосамосвалов

$$\Delta N_a = \frac{\Delta t K Q}{A} \quad (9/1)$$

или

$$\Delta N_a = \frac{\Delta t K Q}{q \beta k T} \quad (9/1)$$

Тогда дополнительные затраты на автомобильный транспорт при селективной разработке руд составят:

$$\Delta S_0 = \left(\frac{S_0 - S_0^1}{N_a} + \frac{Z}{Q} \right) \Delta N_a \quad (10/1)$$

где S_0 — расходы на автомобильный транспорт при селективной добыче руды, руб.;

S_0^1 — условно постоянные расходы в себестоимости транспорта, руб.;

Z — стоимость автосамосвала, руб.

Себестоимость машино-смены автосамосвала определяется из выражения

$$S = S_{nc} + S_{np} Q_a \quad (11/1)$$

где S_{nc} — условно постоянные расходы, руб./машино-смен;

S_{np} — условно переменные расходы, руб./ m^3 ;

Q_a — сменная производительность автосамосвала, m^3 .

Из этого выражения видно, что переменные расходы зависят исключительно от производительности автосамосвала: чем выше производительность, тем менее будут переменные расходы, проходящиеся на единицу объема транспортируемой руды. Удорожание себестоимости транспортирования руд, как было установлено выше, происходит главным образом за счет увеличения продолжительности погрузки руды экскаватором. По данным опыта рудных карьеров, удорожание погрузки при селективной разработке составляет обычно 5—7% (редко до 10%) по сравнению с валовой.

Снижение производительности, а вместе с этим возрастание себестоимости наблюдается в меньшей степени при раздельной выемке и в большей степени в случаях сортировки, усреднения и конусования добываемой руды. Иногда заготовка руды в конус производится в предыдущую смену, тогда в последующую осуществляется только погрузка. В этом случае автомобильный транспорт достигает полной производительности (как при валовой).

вой добыче), и на себестоимости транспортирования такая организация работ не отражается.

В значительной степени на производительность автотранспорта и его себестоимость при селективной разработке влияет соотношение емкости ковша экскаватора и объема кузова автосамосвала. В зарубежной практике (США, Канада, Австралия) наибольшее распространение при селекции получили экскаваторы с ковшом емкостью 1,5—3 м³ (редко до 5 м³), при автосамосвалах грузоподъемностью 10—40 т (емкость кузова 6—18 м³). Чем больше это соотношение, тем больше возрастает время пребывания автосамосвала под экскаватором. Поэтому оно при селекции не должно превышать оптимальных значений.

С другой стороны, чем меньше количество автосамосвалов обслуживает экскаватор и чем больше расстояние транспортирования, тем более экскаватор имеет времени для осуществления раздельных черпаний, усреднения и т. д. В связи с этим загрузка автосамосвалов может осуществляться более интенсивно, а это будет способствовать увеличению производительности каждого автосамосвала и снижению удорожания при селективной разработке. Однако это может иметь место лишь до известных пределов, т. е. до тех пор, пока экскаватор не будет ожидать прибытия к нему автосамосвалов и их количество будет соответствовать тому оптимальному значению, которое обеспечивает максимальную производительность погрузки при селекции.

Естественно, что при селективной разработке, так же как и при валовой, на производительность и себестоимость автотранспорта влияет увеличение скорости движения и уменьшение времени пребывания автомобиля в движении между пунктами погрузки и разгрузки и время самой разгрузки.

Таблица 17. Производительность и себестоимость транспортирования автосамосвалами БелАЗ-540 при селективной и валовой разработке

Тип экскаватора	Метод разработки	Продолжительность рейса, мин	Сменная производительность автосамосвала, м³	Себестоимость	
				машинно-сменная, руб.	1 м³, коп.
Э-2005	Селективная	16,5	168	45,3	26,3
	Валовая	14,0	207	51,1	24,7
ЭКГ-4,6	Селективная	14,5	195	50,5	25,2
	Валовая	12,8	225	54,6	24,3

В табл. 17 приводятся сравнительные показатели производительности и себестоимости транспортирования при селективной и валовой разработке месторождения Большой Ктай (расстояние транспортирования 1,2 км).

На производительности и себестоимости автомобильного транспорта в немалой степени отражаются (главным образом

через производительность экскаватора) принятые при селективной разработке параметры основных элементов горных работ. К числу таких элементов относятся фронт работ и его направленность, ширина заходки, высота уступа.

При селективной разработке важно правильно выбрать направление фронта. При этом желательно сравнительно меньшее число встречающихся сортовых контактов вдоль фронта, что особенно необходимо при выдаче каждого сорта руды отдельно, или, наоборот, многократное повторение сортовых контактов в тех случаях, когда следует максимально усреднять добываемую руду.

Для различных месторождений направление фронта работ имеет неодинаковое значение. Так, например, для Соколовского карьера количество сортовых контактов мало зависит от направления фронта работ. Для Сарбайского карьера сортовая изменчивость будет наименьшей, когда фронт добычных работ ориентирован в меридиональном направлении.

Длина фронта может быть различной, однако должно учитываться, что при весьма малой длине возникает необходимость частых перемещений экскаватора, снижается его избирательная способность при раздельной выемке и усреднении руды, затрудняется устройство подъездов и маневровых площадок для автомобилей. Поэтому обычно при селекции и автотранспорте длина фронта работ не принимается менее 50 м (как исключение для экскаватора с ковшом малой емкости — до 30 м). Оптимальная длина фронта работ обычно 100—150 м.

Что касается выбора ширины заходки, то при работе в более узком забое, равном по ширине лишь части его максимальной ширины, средний угол поворота и средняя длительность цикла погрузки экскаватора уменьшается, производительность экскаватора и автотранспорта будет больше, но объем руды, разрабатываемой с одного положения экскаватора, будет меньше, а количество передвижек увеличится. С точки зрения осуществления селекции при малых объемах рудных тел, часто изменяющихся контурах контактов целесообразно иметь заходки меньшей ширины. При установлении рациональной ширины заходки необходимо учитывать расположение транспортных средств. При боковой установке автосамосвала параллельно оси забоя должна соблюдаться зависимость

$$0,5R \leq B \leq 1,0R, \quad (12/1)$$

где B — ширина заходки;

R — радиус черпания экскаватора.

Согласно этой зависимости, ширина заходки при ЭКГ-4,6 и автосамосвалах БелАЗ-540 колеблется от 7 до 14 м и оптимальная равна 11 м. Наиболее узкие заходки, используемые при селективной разработке, составляют 8—9 м, в этих случаях ЭКГ-4,6 работает с минимальным углом поворота (60—70°), а

некоторое увеличение числа передвижек практически не оказывает влияния на производительность. Это подтверждается, когда количество автосамосвалов не превышает расчетного необходимого для обслуживания экскаватора. В этом случае ширина заходки может быть минимальной. Кроме того, следует учитывать, что при уменьшении ширины заходки освобождается больше места на рабочей площадке для конусования руды, появляется возможность размещения негабаритных кусков с учетом сортности, улучшаются условия для маневров машины и т. д.

Высота забоя для осуществления селективной разработки не должна достигать предельной высоты черпания экскаватора, так как в конечных точках по высоте резания усилие, реализуемое на зубьях ковша экскаватора, падает вследствие увеличения силы, сжимающей рукоять. Исходя из того, что при раздельной выемке по всей высоте забоя напорное усилие ковша экскаватора должно быть достаточно высоким,

$$H_3 = \frac{H_{ч, \text{макс}}}{(0,75-0,8)} \leq H_{ч, \text{макс}} \quad (13/1)$$

Минимальная ширина забоя при селективной разработке лимитируется возможностью наполнения ковша во время черпания и составляет для экскаваторов строительного типа (емкость ковша до 1—1,5 м³) не менее 1,5 м, а для карьерных экскаваторов (ковш 4—5 м³ и более) — не менее 2,5—3 м.

Высота уступа на большинстве зарубежных и некоторых отечественных рудных карьерах при селективной разработке и автотранспорте принимается 5—8 м. В этих случаях экскаваторы и автотранспорт работают с оптимальной производительностью, а общая стоимость разработки 7,5-метровыми уступами не превышает стоимости разработки уступами высотой 10 м. При этом обеспечиваются наилучшие условия селекции, т. е. отделение руды от породы, а также выделение различных сортов руд (лучше выявляется конфигурация рудного тела).

Дорожное управление США изучило работу 46 предприятий, осуществляющих селективную добычу, и пришло к выводу, что высота забоя в скальной породе в пределах 1,8—4 м является вполне допустимой и обеспечивает минимальные затраты времени на заполнение ковша экскаватора и погрузку в автосамосвалы. Минимальная толщина слоя выемки и зачистки при послойной селекции должна быть не менее 0,3—0,4 м при малых экскаваторах и 0,5—0,7 м — при крупных.

Основные элементы горных работ при селективной разработке и применении автомобильного транспорта представлены в табл. 18.

Производительность селективной разработки, а вместе с этим производительность и себестоимость автомобильного транспорта в большой степени зависят от правильного выбора схем подъездов автомобилей к экскаватору и от установки их под

Таблица 18. Основные элементы горных работ при селективной разработке и применении автотранспорта

Автосамосвал	Экскаватор	Соответствие составу ковша экскаватора и кузова автосамосвала	Длина фронта, м		Ширина заходки, м		Высота уступа, м	
			минимальная	оптимальная	минимальная	оптимальная	минимальная	оптимальная
КрАЗ-222	Э-2005	1:4,0	30—40	80—100	6	9	1,5	8—9
БелАЗ-540	ЭК-4,6	1:3,3	50—60	100—120	8	11	2,5—3	10—11
	ЭК-5,0	1:3,1	50—60	100—120	8	11—12	2,5—3	11—12
БелАЗ-548	ЭК-8 (6 м³)	1:3,5	70—80	120—150	10	14—15	4—5	13
	ЭК-8 (8 м³)	1:2,6	70—80	120—150	11	15—16	4—5	14
БелАЗ-549	ЭК-12,5	1:2,8	70—80	120—150	12	18	6—7	15

погрузку (рис. 11). Обычно различают следующие виды подъездов автосамосвалов к экскаваторам: тупиковые, петлевые, сквозные и кольцевые (рис. 12). Тупиковые обычно используются в весьма узких боковых заводках, при проходке траншей или при селективной выемке, когда ведется лобовая разработка небольшого участка месторождения. Петлевые подъезды при селективной разработке имеют тот недостаток, что для них требуется много места на рабочей площадке уступа; еще большая площадь выработанного пространства требуется при кольцевых подъездах.

Небольшая площадь для размещения необходима при сквозных подъездах, проходящих через всю линию фронта разработки. В этих случаях автосамосвалы движутся параллельно линии забоев и на их установку затрачивается минимальное время. Однако с учетом нередко сложной конфигурации забоев и их разобщенности более предпочтительными оказываются петлевые подъезды. Сквозные и петлевые подъезды обеспечивают поточность движений автомобилей, позволяют избежать лишних маневров, обеспечивают достаточную безопасность движения, а потому являются наиболее рациональными при селективной разработке.

Что касается установки автосамосвалов в забоях, то, имея в виду небольшую ширину заходок, наиболее целесообразной следует считать одностороннюю одинарную установку автосамосвала параллельно оси забоя. Угол поворота экскаватора для погрузки в этих случаях может не превышать 90°, а в отдельных случаях даже 60—70° (рис. 13).

В сложных забоях иногда осу-

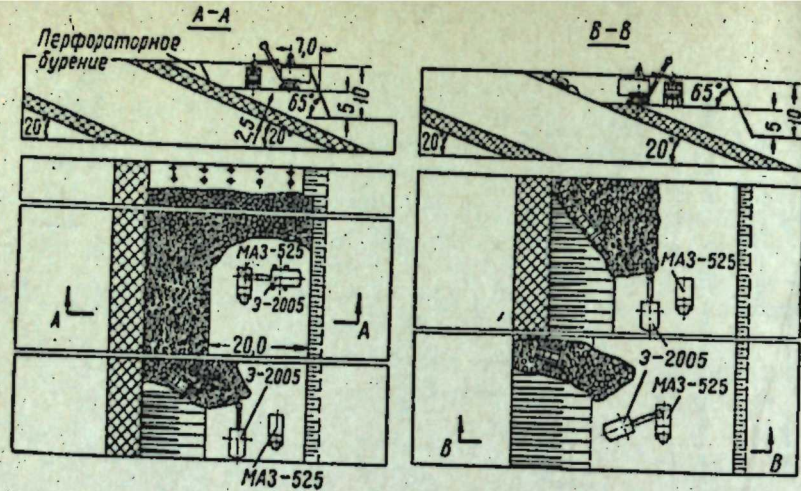


Рис. 11. Схемы подъезда и установки автосамосвалов при селективной разработке руд на месторождении Большой Кай.

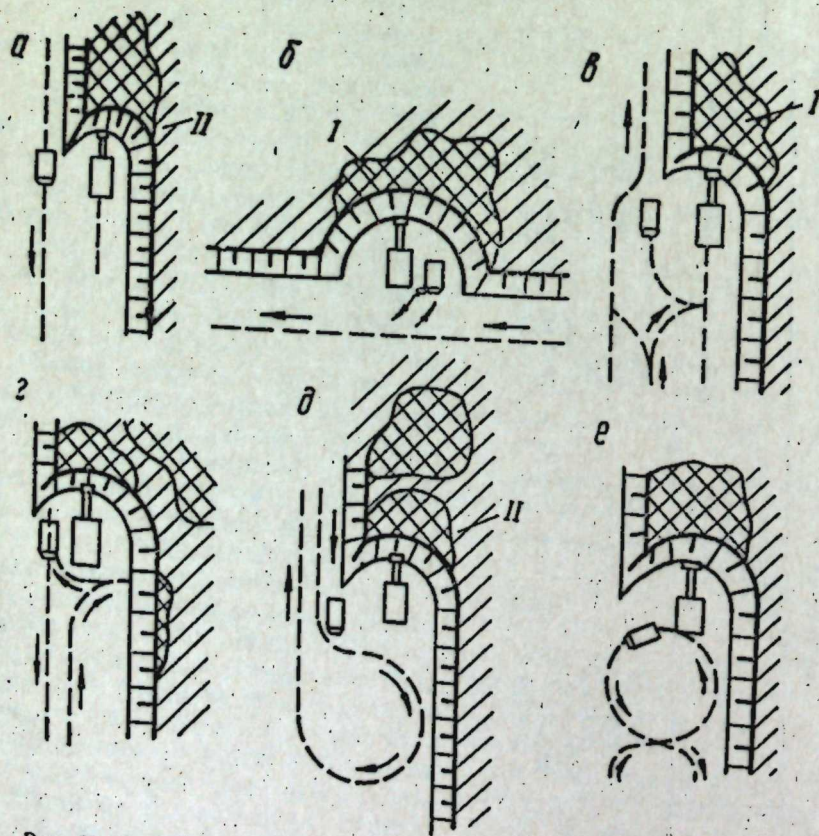


Рис. 12. Различные схемы подъездов автосамосвалов при селективной разработке руд:
а — сквозной; б, в, г — тупиковые; д, е — петлевые;
I и II — руда первого и второго сорта.

ществляется односторонняя установка с разворотом автосамосвала. Это позволяет автосамосвалу приблизиться к нижней бровке откоса уступа, а экскаватору осуществлять погрузку с меньшим углом поворота. Недостатком такой установки является необходимость небольших маневров, связанных с изменением направления движения при подаче автосамосвалов под погрузку.

Наиболее производительная для экскаваторно-транспортного комплекса схема двухсторонней установки автосамосвалов у экскаватора, обеспечивающая поточность погрузки, в большинстве случаев не может быть использована при селекции, так как требует значительной ширины заходки, больших размеров рабочей площади для маневров автосамосвалов. Кроме того, она стесняет маневренность и взаимодействие экскаватора и транспортных средств как при раздельной выемке и погрузке, так и при усреднении руд.

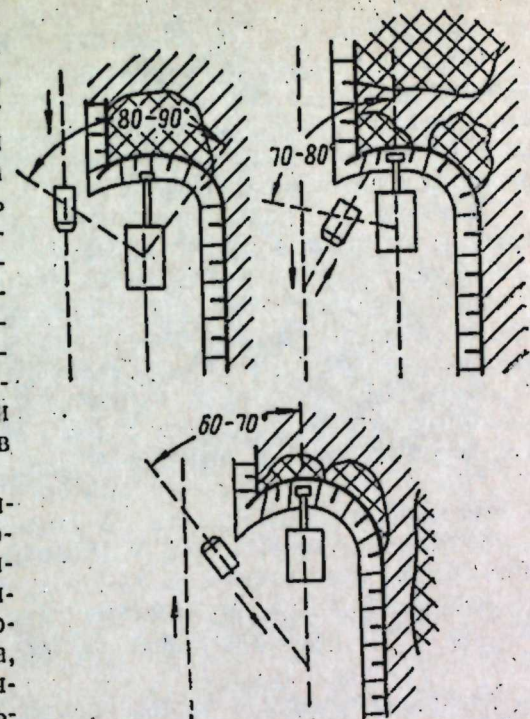


Рис. 13. Односторонняя одинарная и с разворотом установка автосамосвала в забое при селективной разработке руд.

Борьба с налипанием и намерзанием на кузов автосамосвалов

При транспортировании вязких глинистых пород и руд, имеющих влажность более 10—15%, значительное количество материала налипает на днище и, частично, на стенки кузовов автосамосвалов. Налипание, как правило, возрастает с увеличением числа рейсов автомашин, времени использования их на перевозке глинистого материала, с увеличением уплотненности и слеживаемости погруженного материала. Нередко при отсутствии средств борьбы с налипанием объем кузова уменьшается на 25—30%. Естественно, что при этом настолько же снижается производительность транспорта и растет стоимость перевозок. Этому способствуют форма кузова, неровности и повреждения;

его дна и стенок, небольшой угол опрокидывания, отсутствие стряхивающего усилия при разгрузке и др.

Очистка кузовов на отвалах вручную лопатами или специальными скребками занимает 4—5 мин и небезопасна. При дальности транспортирования до 1 км непроизводительно теряется около 1,5 ч в смену на очистку одной автомашины, что снижает производительность минимум на 15—20%.

Для борьбы с налипанием глинистых влажных пород на карьерах используются различные способы и средства, однако не все из них достаточно эффективны.

Один из распространенных способов — посыпка кузовов сухим песком, шлаком, высевками щебня и другими сухими сыпучими материалами. Расход котельного шлака 2—3 т на 1000 м³ перевезенной породы. Обычно посыпку механизмируют. Со специальных площадок или через бункер ее выполняет сам водитель в процессе движения автомобиля. Это занимает не более 30 сек.

Другой способ: через каждые 5—7 рейсов кузов смазывают отработанными маслами. На это уходит 1,5—2 мин. Подсыпка и обмазывание кузовов маслами оправдываются лишь при небольшом объеме перевозок — до 5—7 тыс. м³ в смену и при автосамосвалах небольшой грузоподъемности. На некоторых зарубежных карьерах периодически полируют специальными проволочными щетками.

Из предложенных в последние годы интересен по идее метод электроосмоса Всесоюзного научно-исследовательского института гидротехники. Сущность этого способа: электрический ток пропускается по полосовым электродам, укрепленным на резиновой прокладке, покрывающей кузов. Несмотря на достаточно обнадеживающие результаты испытаний, этот метод конструктивно еще не отработан и, по-видимому, будет применен лишь для автосамосвалов небольшой грузоподъемности при погрузке их малой мощности экскаваторами и погрузчиками.

Для большегрузового автомобильного транспорта наиболее эффективны и производительны механические способы очистки. К их числу относится применение различного рода скребков, обычно монтируемых на тракторах, реже на небольших экскаваторах.

На Раздольском карьере работает стационарная установка, на стреле которой укреплен скребок, представляющий собой выгнутую из швеллеров раму, ширина которой соответствует ширине кузова. Рама поднимается и опускается с помощью ручной лебедки. Скребок устанавливается наклонно соответственно положению кузова в процессе разгрузки. Автосамосвал осторожно наезжает на скребок, и он соскабливает приставшую породу. Для полной очистки кузова эта операция обычно повторяется не менее трех-четырех раз. Недостатки такого способа: длительность очистки, возможность повреждения кузова автосамосвала и отсутствие маневренности установки.

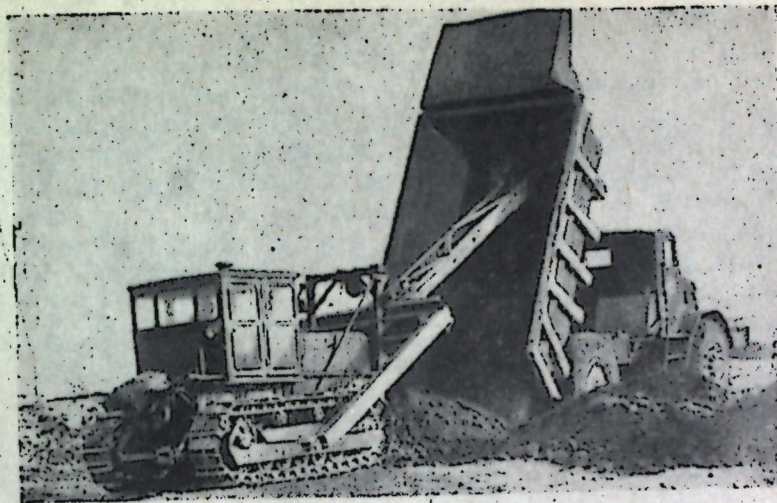


Рис. 14. Устройство, очищающее кузов автосамосвала от налипающей породы (на Гайском карьере).

На Сибайском и Учалинском карьерах применялись передвижные установки на тракторах. Особенностью их конструкции, помимо горизонтальной рамы, охватывающей раму трактора, и шарнирно укрепленной на ней стрелы, является передвижной скребок, который может перемещаться в боковых направляющих стрелы. Высота скребка с зубьями 300 мм, ширина 2000 мм, что позволяет за один прием очищать значительную часть кузова.

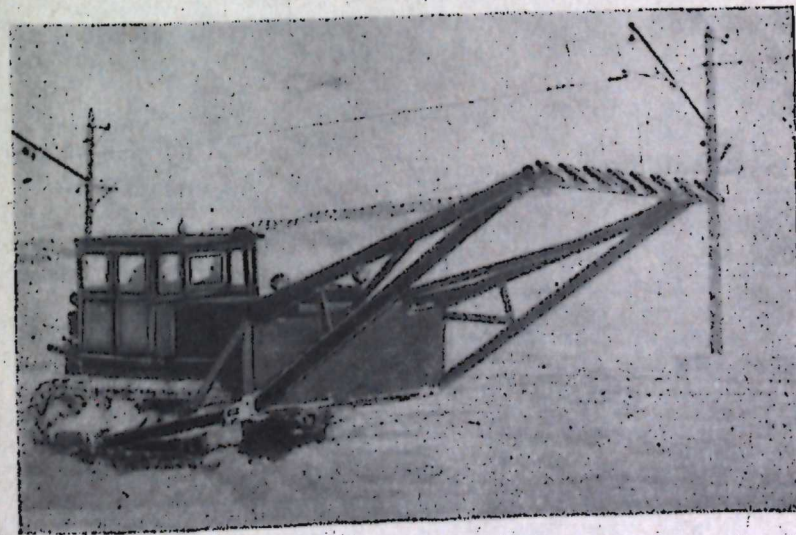


Рис. 15. Устройство, очищающее кузов автосамосвала от налипающей породы (на Норильском комбинате).

ва. Перемещение скребка в направляющих осуществляется с помощью троса от тракторной лебедки. Трактор подъезжает к автосамосвалу лишь в начале очистки. Вся операция занимает обычно не более минуты. Однако установка имеет небольшое напорное усилие на скребке, поэтому может быть использована лишь для легко поддающихся очистке пород и при сравнительно небольшом объеме налипшей породы.

Значительно больший интерес и возможность использования на крупных карьерах при большегрузном автотранспорте представляют очищающие установки на тракторах, используемые на Гайском (рис. 14) и Норильском (рис. 15) комбинатах. На Гайском карьере скребок смонтирован на бульдозере Д-271. На П-образной коробчатой раме, охватывающей с обеих сторон трактор и шарнирно укрепленной на балках гусеничного хода, жестко крепится стрела из швеллера длиной 4500 мм, шириной 500 мм. Стрела несет на конце скребок, выполненный в виде мощного кованого зуба. Опускание и подъем рамы и стрелы со скребком, установка их в рабочее положение осуществляется при помощи тракторной лебедки. Очистка производится, когда трактор наезжает на опущенный кузов автосамосвала. В 5—6 приемов очищается до 3—4 м³ налипшей породы. На это затрачивается не более 5 мин, включая время на подготовительные операции и подъезд трактора к автосамосвалу. Обычно очистка производится через 5—6 рейсов автосамосвала. На отвалах обычно работали две такие установки.

Недостатком этих установок является малая ширина скребка (менее ширины кузова). В этом отношении более удачна установка, применяемая на Норильском комбинате. Скребок имеет длину, равную ширине трактора. На скребке через 300 мм приваривается 8 стальных зубьев. Очистка кузова происходит быстрее.

В случае примерзания налипшей породы более удобной остается установка Гайского карьера с мощным кованым зубом. Обе установки характеризуются хорошей маневренностью.

Достаточно эффективной оказалась также установка, изготовленная в 1966 г. на карьере ЦГОКа. Рабочий орган — тоже скребок, укрепленный на стреле, смонтированной на раме трактора С-100. Техническая характеристика установки:

Продолжительность очистки, мин	2—3
Габариты, мм:	
длина	6450
ширина	700
высота	1860
Вес, кг	805

Применение этой установки (по сравнению с экскаваторной очисткой) исключает повреждение кузовов, снижает стоимость очистки, сокращается обслуживающий персонал (с двух человек до одного).

Таблица 19. Техническая характеристика экскаваторов с обратными лопатами, используемых для очистки кузовов автосамосвалов от налипающих пород

Показатель	Э-302	Э-304	Э-352А	Э-652
Емкость ковша, м³	0,3	0,3	0,4	0,5
Наибольшая высота черпания, м	5,6	6,8	5,4	5,0
Наибольший радиус копания, м	7,8	7,8	8,0	9,2
Мощность двигателя, л. с.	48	48	48	90
Вес, т	11,0	11,9	13,0	19,9
Завод-изготовитель	Калининградский	Калининградский	Ташкентский	Ковровский

Кроме очищающих тракторных установок со скребками, на некоторых карьерах используют строительные экскаваторы небольшой мощности (табл. 19) с ковшом емкостью 0,35—0,5 м³. Наиболее часто применяют гусеничные, реже пневмоколесные обратные лопаты Э-302 и Э-304 с ковшом 0,3 м³, Э-656 с ковшом 0,5—0,65 м³. Однако экскаваторы имеют меньшую маневренность, чем установки на тракторах; кроме того, очистка экскаваторами стоит дороже.

Механический способ очистки кузовов автосамосвалов вполне оправдал себя, опасения о возможных повреждениях кузовов при очистке не подтвердились. Безусловно, для выполнения этой операции требуются опытные и квалифицированные машинисты.

Известны специальные приспособления для уменьшения налипания вязких пород и очистки кузовов. Так, в тресте Уралсибэкскавация кузовов автосамосвалов ЯАЗ-210Е оборудовали сбрасывающими листами из металла толщиной 6—8 мм, которые подвешивали на цепях к переднему борту. При опускании кузова они лежали на дне, а при опрокидывании скользили по нему, счищали налипший грунт и частично его встряхивали.

В отечественной практике известен также ряд устройств для пневмовиброочистки. Так, в одном из них в качестве источника сжатого воздуха использован компрессор тормозной системы автосамосвала. Имелись два дополнительных ресивера, из которых устройство для очистки кузова получало воздух. Наполнение системы воздухом до давления 5—10 кг/см² происходило за 30—50 сек. Вибрация осуществлялась пневматическим плунжерным вибратором, закрепленным с одной стороны на днище кузова, с другой — на раме автомобиля. Устройство надежно работало при сильно налипающих породах.

За рубежом (США) были выпущены специальные автосамосвалы и полуприцепы с выдвижными заслонками, выталкивающими породу из кузова (полуприцепы Ле Турно — Вестингауз); автомобили с большим углом опрокидывания, достигающим 65—

75° (полуприцепы Кенворт, Атей); автомобили со сбрасывающими и вибрационными устройствами (Керинг, Ле Турно — Вестингауз) и т. д.

Значительный интерес представляет выпущенный в начале шестидесятых годов в США 60-тонный автосамосвал Ле Турно — Вестингауз с кузовом, состоящим из двух телескопических секций и подвижного заднего борта. Когда задний борт открывается, то высыпается часть породы. Затем, когда передняя секция вдвигается в заднюю, выталкивается вторая порция груза и, наконец, остатки породы выгребают, как лопатой, задний борт при повороте.

В зимнее время, наряду с налипанием глинистых пород, происходит их примерзание к кузовам автосамосвалов. Намерзание глинистых, рыхлых, мелкосыпучих пород и руд усиливается со снижением температуры и зависит от времени пребывания породы в кузове.

Степень и характер смерзания и примерзания пород и руд определяется, помимо температуры окружающего воздуха и груза, его физико-химическими свойствами, а также влажностью, гранулометрическим составом, степенью уплотнения и другими факторами. В связи с этим процент безопасной влажности для различных пород и руд далеко не одинаков. Так, для железной руды карьеров КМА безопасная влажность не превышает 2%, для железных руд Кривого Рога — 1,5%, а для глини вскрыши Соколовско-Сарбайского комбината — 6%.

В практике борьбы с примерзанием пород и руд к кузовам автосамосвалов наибольшее распространение получили профилактические и тепловые способы. Профилактические меры по способу и характеру действия и масштабам делятся на способы, связанные: а) со снижением влаги в транспортируемых материалах; б) с использованием изолирующих инертных материалов между транспортируемой массой и кузовом; в) с применением смазывающих жидкостей, покрывающих внутреннюю поверхность кузова автосамосвала. Профилактические средства должны предупреждать примерзание транспортируемых материалов при максимальных отрицательных температурах, быть недорогими, безвредными для обслуживающего персонала, обладать устойчивостью действия при изменяющихся погодных условиях, не вызывать коррозии металла кузовов, не оказывать вредного влияния на качество транспортируемого материала и его дальнейшую переработку.

Весьма эффективным средством снижения влажности пород и руд является промораживание. Оно рассчитано на кристаллизацию влаги, содержащейся в транспортируемом материале, в процессе его замораживания и постоянного перелопачивания. Частицы обледеневают и при постоянных отрицательных температурах не смерзаются друг с другом — сохраняется сыпучесть груза.

Этот способ широко применяется при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте со складированием руд и скальных пород на временных внутрикарьерных складах, где при укладке и размещении груза достигается его хорошее промерзание, а при перелопачивании в процессе хранения — сыпучее состояние. Наиболее успешно этот способ применяется на карьерах Урала и Сибири.

Для уменьшения влаги в транспортируемой рудной массе и предупреждения примерзания ее к кузовам широко используется негашеная известь. Расход извести при влажности груза 4—5% составляет 1,5—2% его веса. Известью посыпают днище кузова автосамосвала перед его загрузкой. Известь в контакте с влажной рудой гасится, осушая руду; при этом выделяется тепло. Для получения необходимого эффекта негашеная известь должна содержать активной окиси кальция не менее 60%, кремнезема не более 7,5%, а куски не должны быть более 30—40 мм.

Добавка сухого или подсушенного материала способствует снижению средней влажности груза; его распределяют на поверхности слоем небольшой толщины, что при сухом климате и ветрах влияет на снижение влажности. Как при примерзании, так и при повышенном налипании применяют различные изолирующие материалы, помещаемые между транспортируемой породой или рудой и кузовом автосамосвала. Образуется покрывающий слой, по которому материал сдвигается при выгрузке. Это сухой шлак, песок, мелкий известняковый щебень (высевки), хвосты, подсушенный агломерат, солома и прочие инертные материалы. На некоторых карьерах, например, успешно применялась смесь 70% шлака и 30% соли (крупностью до 20 мм). Количество подсыпаемого материала обычно составляет 1—2,5% количества перевозимого груза.

Покрывающий слой предупреждает примерзание только к днищам кузовов. Другой недостаток этого способа — малая его эффективность вследствие нарушения равномерности покрытия днищ.

Наибольшее распространение на современных карьерах получила профилактическая обработка внутренней поверхности кузова смазывающими жидкостями. Это нефть, соляровое масло, смеси мазутов с керосином, растворы натриевых, кальциевых и магниевых солей, подмыльный щелок, кремнийорганические жидкости. Нефть и соляровое масло из-за высокой стоимости имеют ограниченное применение; против примерзания руды к кузовам автосамосвалов чаще используют смеси топочных мазутов с техническим керосином.

Необходимо соблюдать следующие условия: смесь должна быть достаточно вязкой, чтобы при покрытии стенок кузова слоем 3—4 мм, надежно устраняющим контакт влажной руды с металлом, она не стекала; в то же время вязкость не должна приводить к чрезмерному налипанию руды на стенки и днище.

Таблица 20. Соотношение топочного мазута и технического керосина в профилактических смесях для покрытия кузовов транспортных средств против намерзания руд

Температура окружающего воздуха, °С	Содержание компонентов, смеси, %			
	смесь I		смесь II	
	керосин	мазут-40	керосин	мазут-60
Выше 0	—	—	—	—
0 — минус 10	15	85	20	80
Минус 10 — минус 25	20	80	25	75
Минус 25 — минус 35	30	70	33	67
Ниже — 35	35	65	40	60

Примечание. Температура смеси при обработке плюс 25 — плюс 50°С.

ры не ниже —30°С. При более низких температурах они не могут обеспечить сдвижения груза по днищу из-за значительного повышения вязкости.

Для обработки кузовов вагонов и автосамосвалов используют различные минеральные масла. Так, на Магнитогорском карьере использовался креозот с добавкой поваренной соли. Расход креозота 0,2—0,3 кг/м². На одном рудном карьере вагоны и самосвалы против примерзания покрывались смесью керосина с парафином в соотношении 97:3.

Эта смесь была наиболее эффективна при перевозке влажных песков и глин.

Жидкие профилактические вещества редко выдерживают 3—4 рейса. Поэтому Институтом горного дела им. А. А. Скочинского было предложено для покрытия днища и стенок вагонов использовать обмазки из двух слоев адгезионной основы (битумов) и покрытия из смеси хлористого кальция с пластифицирующими и цементирующими добавками. Из других источников известно использование смеси битума с древесной смолой и с отработанными минеральными маслами (40% битума IV и 60% смолы или 80% битума III и 20% отработанного масла). Поверх битумной обмазки (2—3 мм) также накладывался слой (4—5 мм) густого раствора хлористого кальция. Такая обмазка работает в течение нескольких рейсов. Однако ее нанесение более сложно, кроме того, она дороже названных жидких обмазок (дизельного топлива, масла).

Широкое применение получило опрыскивание и смачивание кузовов растворами различных хлоридов (хлористым натрием, хлористым кальцием, хлористым магнием). По данным Сибайского карьера, после опрыскивания производительность тран-

кузова и не должна резко повышаться при понижении температуры, ибо при этом возможно значительное налипание руды.

Среднее соотношение топочного мазута и керосина в смеси 70:30, для различных температур окружающего воздуха это соотношение может варьироваться (табл. 20).

Мазуты марок 40 и 60 эффективны лишь до температу-

спорта при перевозках влажных пород в зимнее время снижалась не более чем на 20—25%, вместо 40% до опрыскивания.

Более эффективно обмазывание кузова насыщенным горячим раствором (до 60°С) хлористого кальция (1—1,3 весовых частей воды на 10 весовых частей хлористого кальция). Для автосамосвалов небольшой грузоподъемности расход раствора 5—7 л, а для большегрузных 10—12 л. На обмазку одного кузова необходимо 5—6 мин. Слой обмазки толщиной 1—2 мм сохраняется в течение 8—10 рейсов (при транспортировании на 1,5—2 км).

Обмазывание кузовов автосамосвалов растворами хлористого кальция обеспечивает удовлетворительную выгрузку породы при весьма низких температурах (до минус 20—21°С) в случае нахождения груза в пути не более получаса. Для предупреждения примерзания в случаях более длительного пребывания породы в кузове используют раствор хлористого кальция с другими солями, имеющими более низкую температуру эвтектической точки (до —55°С). На качество профилактических мер при использовании нескольких солей влияет степень охлаждения раствора перед загрузкой самосвала породой.

В ГДР на ряде буроугольных карьеров (Феникс, Регис и др.) думпкары и автосамосвалы опрыскивали смешанным раствором хлористого магния и хлористого кальция. Этот раствор предохраняет кузова от обмерзания и от налипания глинистых пород. Состав раствора: 200 г/л хлористого магния и 50 г/л хлористого кальция, расход на 1 м³ транспортируемой породы 450—700 г. При двойном опрыскивании этим раствором налипания и обмерзания не происходит даже при температурах до минус 25—30°С.

В последнее время в ГДР и США предпочитают в ряде случаев использовать один хлористый магний — мелкоизмельченный карналлит. По американским данным (карьер Бингхем, штат Коннектикут), стоимость такой профилактики была вдвое ниже стоимости обработки кузовов раствором хлористого кальция.

Новым весьма эффективным профилактическим средством является предложенный Институтом горного дела Министерства черной металлургии СССР подмыльный щелок — отход мыловаренного производства. Он образуется при мыловарении в процессе отсолки мыл. Вязкость щелока около 1,4 сст, удельный вес 1,08—1,12 г/см³. Примерный состав подмыльного щелока (%):

Жирные кислоты	0,03—0,8
Кальцинированная сода	До 1
Каустическая сода	До 0,15
Хлористый натрий	4—10
Органические и твердые примеси	До 6
Вода	Более 70—72

Опытное применение подмыльного щелока в 1965—1966 гг. на карьерах Соколовско-Сарбайского комбината при транспортировании в думпках глины и песков с содержанием влаги от 4 до 16% при температуре воздуха до минус 25—30°С в течение двух часов показало, что никакого налипания, примерзания и смерзания породы в думпках не наблюдается.

Перед употреблением зимой щелок надо подогревать, помещая, до температуры не ниже +5°С, иначе невозможно его разбрызгивать вследствие повышения вязкости. Срок хранения щелока перед употреблением не должен превышать 1 месяц. Расход подмыльного щелока на 1 м³ перевозимой породы или руды — около 0,3—0,35 л. По сравнению с использованием хлористого кальция применение подмыльного щелока более выгодно и дает экономию 0,3 коп./т.

Новым профилактическим средством, используемым за рубежом (ГДР и ФРГ), является обмазка кузовов различными кремнийорганическими жидкостями.

В Советском Союзе в 1966—1967 гг. были испытаны кубовые остатки оксосинтеза спиртов, получаемые при дистилляции спиртов жирного ряда C₆—C₈. Они представляют собой маслянистую жидкость и имеют удельный вес при +20°С 0,868, вязкость при +50°С 7,2 сст, температуру замерзания —60°С, температуру вспышки плюс 107—136°С и практически не токсичны.

Испытания кубовых остатков проводятся в Кузбассе на угольном разрезе «Томусинский 3—4» и на карьерах Соколовско-Сарбайского комбината. Их наносят на внутреннюю поверхность

кузовов путем опрыскивания (расходом 2,5—5 л). Результаты испытаний показали, что 60—70% обработанных кузовов разгружались полностью при опрокидывании. В остальных оставалось не более 10% породы, для выгрузки которой было достаточно повторного опрокидывания или воздействия скребком.

Одноразовое покрытие кубовыми остатками обеспечивает эффект разгрузки даже последующих рейсов, при этом раствор хорошо предохраняет кузов от коррозии: примерзание при —40°С снижается в 10—12 раз, при минус 15—20°С совсем не происходит. Прочность прилипания уменьшается в 1,5—2 раза. На Соколовско-Сарбайском комбинате испытания проходили при температуре минус 35—36°С. Расход на один 80-тонный думпкар достигал 20 л. Установлено, что по сравнению с опрыскиванием, хлористым кальцием применение кубовых остатков более эффективно и экономично. При обработке кубовыми остатками кузовов большегрузных автосамосвалов расход их на одну машину не будет превышать 2—2,5 л. Стоимость составит около 0,25—0,27 коп. на 1 м³ перевозимой массы.

Обработка средств автотранспорта против намерзания и налипания глинистых пород и руд должна производиться на специальных профилактических пунктах, устраиваемых или в карьере или на его борту по пути следования автосамосвалов в процессе работы (рис. 16). Конструкций таких установок известно большое количество. Одной из наиболее оправдавших себя в практике является следующая схема: вне здания установлена цистерна (с раствором солей, топливом и других компонентов), от нее по трубопроводу раствор (топливо и т. д.) подается в подогревательный бак, расположенный в специальном помещении. Здесь же расположен компрессор. Сжатый воздух по воздухопроводу поступает в двухтрубное устройство, размещенное над баком. Одна труба не достигает уровня раствора в баке, входящий по ней воздух создает избыточное давление. По второй же трубе, опущенной в раствор, последний под напором выходит из бака и по трубопроводу и шлангу поступает в распылительное устройство. Раствор (или топливо) выходит из бака превращенным в сильно распыленную воздушно-водяную (масляную) смесь. Благодаря этому достигается не только равномерное опрыскивание тонким (шлепочным) слоем кузовов транспортных средств, но и значительная экономия расхода раствора.

Радикальным средством предотвращения примерзания является обогрев кузовов автомобилей отработавшими газами (рис. 17). Обычно газы пропускают по каналам, устроенным между основными и дополнительными днищами кузова. На Елецких карьерах вместо устройства второго днища кузова был применен наружный обогрев при помощи специальных камер с батареями из газопроводящих труб. Камеры обогрева были образованы наружной стороной обшивки кузова и кожухом, установленным по шпангоутам кузова. Эта система обеспечивала

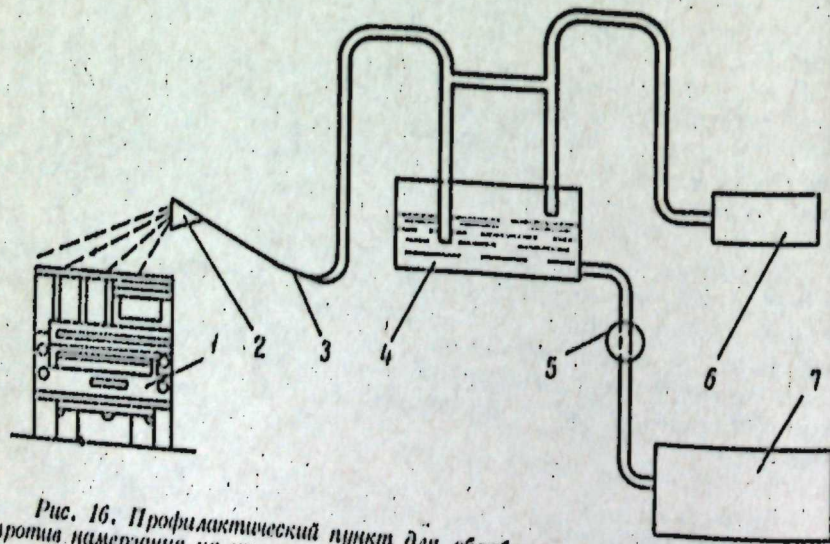


Рис. 16. Профилактический пункт для обработки транспортных средств против намерзания на них транспортируемых пород и руд: 1 — автосамосвал; 2 — распыляющее устройство; 3 — шланг; 4 — бак с топливом; 5 — компрессор; 6 — цистерна с раствором; 7 — цистерна с топливом.

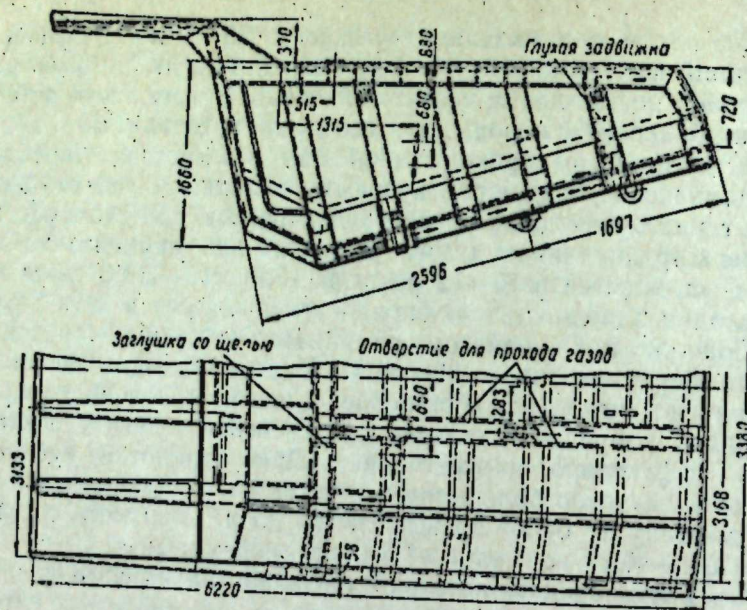


Рис. 17. Схема обогрева кузова автосамосвала БелАЗ-540 отработанными газами против примерзания пород и руд.

прогрев кузова самосвала до температуры плюс 20—30° С через 10—15 мин после запуска двигателя. Однако батарейный обогрев может быть рекомендован лишь для автосамосвалов небольшой грузоподъемности.

На большегрузных автосамосвалах следует применять двойные днища с устройством между ними специальных газопроводящих каналов. Данный способ в последние годы был достаточно распространен на ряде карьеров, где работали автосамосвалы ЯАЗ-210Е и МАЗ-525. Вторые днища из листового металла толщиной 8—10 мм делали в мастерских карьеров. Для обогрева требовалось не более 50% отходящих газов.

Впервые с двойными днищами кузовов, обогреваемыми отходящими газами, были выпущены 40-тонные автосамосвалы МАЗ-530. Кузова автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 обогревают отработавшими газами; примерзание транспортируемых пород и руд полностью исключено и только против налипания иногда приходится пользоваться очищающими устройствами или профилактическими средствами.

Борьба с пылеобразованием и обледенением на автомобильных дорогах в карьерах

Высокая интенсивность движения автомобильного транспорта в карьерах приводит к большой запыленности воздуха, которая отрицательно влияет на работу автотранспорта и создает

негигиеничные условия, особенно ухудшающиеся с увеличением глубины разработки и нарушением естественного воздухообмена.

Основными источниками пылеобразования на карьерах являются автомобильные дороги, не имеющие капитальных покрытий. Интенсивность пылевыделения на одну груженую машину на Сибайском карьере составляет 11 мг/сек и на одну порожнюю 12,2 мг/сек. При интенсивном движении автотранспорта выделение пыли на дорогах достигает 600—900 мг/сек.

Таблица 21. Запыленность воздуха при движении автомобильного транспорта по карьерным автодорогам

Карьер	Характеристика дорог	Состояние дороги	Запыленность воздуха, мг/м³
Запыленность воздуха вблизи дороги			
Зырянский	Грунтовые и улучшенные гравием, основание скальное	Сухая	100 и более
Сибайский	Щебеночные, основание скальное	»	40—45
Сорский	Щебеночные, укатанные, основание скальное	»	12—36
Лебединский	Грунтовые с железобетонным покрытием	»	5—10 и 100—180
Запыленность воздуха в кабине автосамосвала			
Коунрадский	Без покрытия	»	101—147
Златоуст-Беловский	Грунтовые, основание плотное, глинистое	Полита водой	7—12
Блявинский	Грунтовые и со щебеночным покрытием	Сухая	20—120
Соколовский и Сарбайский	Со щебеночным и бетонным покрытием	» Полита водой	7—11 1,3—3,4

Запыленность воздуха из-за отсутствия средств пылеподавления на отдельных карьерах составляет десятки и сотни миллиграммов на кубометр, причем даже в случаях орошения дорог водой она в 3—5 раз превышает санитарные нормы (табл. 21). Наиболее трудные условия на рудных карьерах Казахстана и Средней Азии, где запыленность воздуха в кабинах автосамосвалов в летний период достигает 300—360 мг/м³.

Образование пыли на карьерных дорогах в наибольшей степени вызывают:

продукты разрушения и измельчения материала дорожного покрытия;

порода, приносимая на колесах автомобилей с забойных, отвальных дорог, а также пыль, наносимая на дорогу с обочин, площадок и откосов уступов;

породная и рудная мелочь, высыпаящаяся из кузовов автосамосвалов;

пыль, приносимая на дорогу при проведении взрывных, погрузочных, отвальных и других работ.

Образование пыли на грунтовых, щебеночных и гравийных дорогах происходит из-за отсутствия связности частиц дорожной одежды, вызываемой снижением влажности грунта ниже молекулярной влагоемкости или плохими цементирующими свойствами и недостаточным уплотнением щебеночно-гравийного материала.

Пылеобразование, помимо вредного влияния на организм и здоровье человека, сильно ухудшает видимость и уменьшает безопасность и скорость движения автомобилей. При продолжительной знойной погоде и отсутствии орошения из-за высокой запыленности воздуха видимость на ряде карьеров (Зыряновском, Златоуст-Беловском) составляет около 3—5 м, а на отдельных карьерах (например, карьеры полиметаллических руд Средней Азии) снижается настолько, что автомобили вынуждены днем двигаться с включенными фарами на низких скоростях.

Высокая запыленность, кроме того, ускоряет износ трущихся деталей автомобильного оборудования, особенно двигателей. Двигатель автомобиля, эксплуатирующегося на песчаных дорогах с высокой запыленностью, требует капитального ремонта после пробега 15 тыс. км, тогда как в нормальных условиях при работе автосамосвалов на цементно-бетонных дорогах, хорошо очищаемых от пыли, он проходит без ремонта 90—100 тыс. км.

На отечественных карьерах для борьбы с пылью используют:

а) поливку проезжей части автомобильных дорог водой с помощью поливочных машин и оборудованных для этой цели цистернами автомашин;

б) обработку щебеночных, гравийных и грунтовых дорог гигроскопическими солями и растворами;

в) устройство усовершенствованных, малопылящих покрытий.

Запыленность при поливке щебеночных дорог водой снижается в 6—7 раз, но действие ее летом кратковременно (0,5—2 ч). В жарком климате на щебеночно-гравийных плохо укатанных дорогах при температуре воздуха до 27—30°С орошение водой действует не более 10—15 мин.

Расход воды на 1 км покрытия при далеко не совершенном орошении дороги (в одну смену), по данным Сибайского карьера, превышает 1300—1400 м³ в месяц. На Криворожском карьере ЦГОКа при протяжении щебеночных дорог 22 км поливом в летнее время занято 19 автоцистерн, причем полив эффективен не более 30 мин.

Необходимость частой поливки и большой расход воды удо-

рожает обеспыливание и отрицательно сказывается как на состоянии дорожной одежды, приводя ее к размыву и разрушению, так и на дополнительном увлажнении уступов и откосов карьера, приводя к уменьшению их устойчивости. Повышается скольжение, вызывая пробуксовку, а нередко и заносы автомобилей на поворотах.

Эффект обеспыливания может быть повышен добавлением к воде хлористых солей кальция, магния, натрия и др. Так, на одном из отечественных карьеров запыленность воздуха на всех рабочих местах при этом снижается с 2 до 0,7 мг/м³.

При проведении опытных работ на Сорском карьере обработка дорог хлористым кальцием в сухое время года достигала 30 дней. Запыленность воздуха снижалась с 16—32 до 2,3 мг/м³. Расход гранулированного хлористого кальция составил 0,6 кг/м².

Хлористый кальций не является вяжущим веществом, поэтому его использование в жарком и сухом климате для укрепления рыхлых и несвязных грунтов малоэффективно.

На зарубежных карьерах для уменьшения пылеобразования и пылеподавления наряду с поливкой автомобильных дорог водой широкое распространение получила обработка их органическими и неорганическими вяжущими веществами. На многих карьерах США дороги укатывают, цементируют и гидратируют. Однако это не всегда решает задачу пылеподавления, поскольку поверхность дороги — не единственный источник пыли, как было уже отмечено.

Автомобильные дороги на карьерах Беркли, Ханна Коул, Сильвер Белл, Мишон для уменьшения пылеобразования и обеспечения уплотненной, ровной поверхности устраивают из дробленых медеплавильных шлаков, из щебня глинистого известняка, доломита и других пород, обладающих способностью уплотняться и цементироваться. При этом применяют послойную укатку, поливку и обработку щебня хлористым кальцием.

Однако и за рубежом в последнее время использование хлористого кальция и других хлоридов для снижения запыленности дорог значительно уменьшилось.

Все большее распространение получает обработка автомобильных дорог лигносульфонатами. Так, на нескольких карьерах в провинции Квебек (Канада) действие раствора сульфитного щелока с удельным весом 1,13 при расходе 2,25 л/м² сохранялось в течение 6 недель. Для устройства щебеночно-гравийных дорог с плотным ровным малопылящим покрытием рекомендуется применять 23%-ный раствор сульфитного щелока в количестве 4,5 л/м². Признается целесообразным примешивать известь, хлористый кальций, смолистые вещества.

Одним из недостатков лигносульфонатов является их водорастворимость, которая может быть устранена добавками солей хрома (например, бихромата натрия), извести, марганцевой руды и др.

В отечественной практике на нескольких карьерах использовались лигносульфитные вещества. На Сибайском карьере дороги обрабатывались сульфитно-спиртовой бардой марки КБЖ, являющейся отходом бумажно-целлюлозной промышленности: содержит 40—50% влаги. Поверхность обрабатываемой дороги предварительно взрыхляли и выравнивали грейдером. Полив производился поливо-моечными машинами ПМ-8. Концентрат барды растворялся в воде в соотношении 1:5, при этом исходный материал содержался в растворе в количестве 18%. На 1 м² дороги тратили 0,2 л. Дорогу так обрабатывали 3—4 раза, на глубину 60—100 мм, после этого укатывали.

При обработке дорог сульфитно-спиртовой бардой интенсивность пылевыведения составляла 200—400 мг/м³ на автомобиль, средняя запыленность воздуха на дороге не превышала 1—2 мг/м³. Трех-четырежды обработка дорог 18%-ным раствором концентрата барды обеспечивала подавление пыли на 4—6 дней. Количество поливов при использовании барды снизилось до 50 машино-смен в год. При более высоком качестве достаточно одной обработки в месяц.

Наиболее эффективной обработка дорог сульфитно-спиртовой бардой оказалась на криворожских железорудных карьерах, особенно при хорошем взрыхлении верхнего слоя щебеночного покрытия дороги. По взрыхленному слою насыпается щебень слоем 3—4 см и хорошо пропитывается. Эта толщина слоя была признана оптимальной, при толщине менее 3—4 см покрытие быстро изнашивалось, а при 6—7 см поверхность дороги вскоре становилась волнистой. Там, где дорогу плохо взрыхляли или неравномерно пропитывали, быстро образовывались выбоины и она пылила.

Взрыхление покрытия делали на глубину 2—3 см и профилировали автогрейдером. Затем с помощью автоцистерны разбрызгивали барду 15—20%-ной концентрации. После первичного полива поверхность покрывали слоем щебня 3—5 см крупностью 5—20 мм, выравнивали автогрейдером и вторично поливали бардой, присыпали «высевками», после этого укатывали и открывали движение. Раствор барды готовили непосредственно в автоцистерне, в которую наливали воду и добавляли 50%-ный раствор барды до необходимой концентрации и тщательно перемешивали.

Построенная указанным методом дорога находилась в хорошем состоянии в течение 4 месяцев, не требовала ремонта и не пылила. В дальнейшем покрытие разрушалось, а пылеобразование увеличивалось. Поэтому для поддержания покрытия в исправном и чистом виде целесообразна его систематическая очистка и однократная обработка бардой.

Опыт также показал, что для создания прочного малопылящего покрытия необходим чистый щебень крепких скальных пород с сопротивлением на раздавливание не менее 1500 кг/см² и

крупностью 5—20 мм. Расход его на 1 км дороги для криворожских карьеров составляет не более 400 м³. Расход сульфитно-спиртовой барды в год на 1 км дороги 20—25 т. На повторную обработку 1 км требуется около 10 т. Сооружение и поддержание 1 км такой дороги обходится в 35 тыс. руб. (считая стоимость 1 т барды 50%-ной концентрации с учетом транспортных расходов 25—27 руб.). При обработке дорог сульфитно-спиртовой бардой на криворожских карьерах, помимо обеспечения нормальных скоростей движения автосамосвалов, хорошей видимости, устранения пылеобразования, обеспечения безопасности движения, уменьшился износ шин, узлов и деталей автомобилей, а расходы на ремонт и содержание их снизились на 25—30%.

На многих зарубежных карьерах Западного полушария в последние годы для уменьшения пылеобразования начали широко применять раствор асфальтовой эмульсии. Асфальтовая эмульсия хорошо подавляет пыль, а покрытие дороги изнашивается меньше, чем при сульфонате лигнина. На отдельных карьерах обрабатывают автомобильные дороги нефтями, сланцевым маслом, гудронным маслом, различными битумами¹. Наиболее перспективным является использование нефтяных, битумных и других эмульсий, имеющих следующие преимущества:

устройство покрытий с применением эмульсий обеспечивает экономию органических вяжущих материалов на 40%;

устройство и обработка покрытий могут проводиться при пониженных положительных температурах без разогревания, при этом достигается хорошее проникновение и распределение вяжущего вещества (битума, дегтя, нефти) в дорожное покрытие и необходимое обволакивание частиц дорожного материала;

в жарком и сухом климате эмульсии более надежны, чем гигроскопические соли, применение которых в этих условиях часто не дает эффекта;

при использовании эмульсий и особенно их водных растворов снижается токсичность действия и неприятный запах битума, дегтя, нефти.

Обычно применяется раствор эмульсии в поливочной воде. При этом содержание битума или дегтя в разбавленной эмульсии составляет от 1,5 до 5%. Расход эмульсии в разбавленном виде составляет 1,2—2,0 л/м². В сезон требуется 10—15 поливов.

В Советском Союзе — на Украине, в Казахстане — битумные эмульсии применяются для устройства и обработки покрытий дорог общего пользования, а не карьерных. В 1966 г. на одном из карьеров цветных металлов были проведены опытные поливы дорог III и IV категорий. Применялись битумы БН-I и БН-II (составленные из вязкого битума БН-III и жидкого битума Б-5).

¹ М. В. Васильев, А. Г. Сисин, Б. А. Тимофеев. Опыт бульдозерного отвалообразования на рудных карьерах. М., Цветметинформация, 1966.

В качестве эмульгатора принят асидолмылонафт, на котором получается быстро распадающаяся эмульсия.

Состав водного раствора (%): асидолмылонафт 3, жидкое стекло 0,4, каустическая сода 0,4, вода 96,2. Количество вяжущего в эмульсии колебалось от 48 до 52%. Расход битумной эмульсии составлял 2—2,2 л/м². При температуре ниже +8°С эмульсию подогревали до плюс 40—65°С. Движение открывалось через 1,5—2 дня после обработки дороги. Пылеобразования практически не наблюдалось в течение всего летнего сезона.

Отечественный и зарубежный опыт по обеспыливанию автомобильных дорог показывает, что срок действия обеспыливающих средств (эмульсии, сульфитно-спиртовой барды, хлористого кальция и др.) при прочих равных условиях (одинаковой температуре, метеорологических условиях, интенсивности движения и т. д.) зависит от способа внесения их в покрытие, концентрации раствора, нормы расхода и количества поливок при одной обработке.

Так, по опытным данным работ по борьбе с пылью в США, срок действия эмульсии (нефтяной, битумной, норма разлива 0,3 л/м²) при соотношении ее в поливочной воде 1:4 составляет 14 суток, а 1:30 — 4 суток, т. е. падает с понижением содержания эмульсии в воде. Для установления исходных параметров обработки целесообразно предварительное проведение опытных поливов.

При твердых покрытиях — цементно-бетонных, асфальто-бетонных, из сборных железобетонных плит — запыленность воздуха может не превышать санитарно-гигиенических норм, однако эти дороги также требуют регулярной сухой и мокрой очистки от пыли.

В зимнее время возникает задача борьбы со снежными заносами и обледенением автомобильных дорог в карьерах. Если борьба со снегом осуществляется обычными средствами, с использованием снегоочистительных и снегоуборочных машин, применяющихся для магистральных дорог общего пользования, то борьба с обледенением — более сложный процесс. Устранять скольжение карьерных автосамосвалов особенно важно, учитывая сложный профиль дорог, значительные уклоны, малые радиусы кривых, стесненность призабойного пространства и напряженность движения на участках главных откаточных дорог.

Коэффициент трения шин о поверхность скользкой дороги резко падает (0,08—0,12), в результате чего ухудшаются условия вождения автомобиля и безопасность движения. Это явление усиливается с увеличением грузоподъемности автомобилей и скорости. Большегрузные автосамосвалы во время снегопадов быстро закатывают снег, ускоряя образование ледяной корки. Особенно опасно обледенение снежной корки на участках дорог с уклонами более 4—5%, на кривых радиусом менее 80—100 м, при неудовлетворительной видимости, при пересечении дорог в

одном уровне и во всех местах, где может потребоваться экстренное торможение. При значительных скоростях движения, достигающих у современных автосамосвалов 50—60 км/ч, на обледенелых участках дорог резко возрастает длина тормозного пути и увеличивается опасность заноса автомобилей.

Рациональной мерой могла бы быть полная очистка покрытия дороги от снега мощными снегоочистительными машинами и щетками. Однако при имеющихся механических средствах такая очистка пока не может быть достигнута, кроме того, таких машин зачастую на карьерах нет.

Возможна также обработка скользкой поверхности дороги материалом, увеличивающим ее шероховатость. В карьерах обычно пользуются обоими способами. Удаление снежного покрова в основном осуществляют с помощью бульдозеров, автогрейдеров или специальными снегоочистительными машинами. Для удаления обледенения, поскольку механический способ не эффективен, применяют различные химические средства.

Наиболее широко из химических средств борьбы с гололедом используют хлористый натрий и хлористый кальций (реже хлористый магний). Температура замерзания водных растворов этих солей, соответственно, минус 21,2 и минус 55°С. Чтобы ускорить воздействие солей на лед при разной температуре воздуха, целесообразно смешивать хлористый кальций и хлористый натрий в примерной пропорции 2:1.

До сих пор соли обычно применялись не в чистом виде, а в смеси с фрикционными материалами. Это обеспечивает удаление льда с покрытий и повышает коэффициент сцепления автомобильных шин с дорогой. В качестве материалов, повышающих коэффициент сцепления шин с дорогой, может применяться песок, хвосты обогащения руд, шламы, выскочки дробления скального материала, топочный и металлургический шлак и др. Размер частиц не должен превышать (при движении по дорогам большегрузных автосамосвалов) 5—8 мм, содержание глинистых частиц должно быть не более 5%.

Применение фрикционных материалов без добавки соли не эффективно, так как они сдуваются ветром и быстро сдвигаются к обочинам движущимися автосамосвалами. Нормы смешения, требующиеся для закрепления материала на ледяной корке, обычно достаточны и для предохранения его от смерзания. Плотность посыпки обледеневшей поверхности фрикционным материалом (норма на единицу посыпаемой площади) существенно влияет, с одной стороны, на безопасность движения, а с другой — на стоимость и сроки борьбы с гололедом (табл. 22).

Систематическое удаление ледяной и снежно-ледяной корки с помощью хлористого кальция вызывает шелушение поверхности железобетонных покрытий. Поэтому следует воздерживаться от их посыпки чистыми солями.

Для рассыпки фрикционного материала и солей применяют

Таблица 22. Рекомендуемые нормы фрикционных материалов и солей для посыпки обледенелых карьерных автомобильных дорог

Характеристика участков карьерных автодорог	Количество фрикционного материала, м^3 на 1000 м^2 покрытия	Добавка солей к фрикционным материалам, $\text{кг}/\text{м}^2$	
		при t до -10°C хлористый натрий	при t до -40°C хлористый кальций
Прямые горизонтальные или слабонаклонные (до 2—5%) участки дорог с небольшой интенсивностью движения и при малых скоростях	0,2—0,4	50—60	80—90
Участки со значительными уклонами (более 4—5%) и малыми радиусами кривых, а также при большой интенсивности движения на магистральных дорогах и больших скоростях	0,5—0,7	60—80	90—110

пескоразбрасыватели. Для карьерных условий может быть рекомендован пескоразбрасыватель ПР-53 со снегоочистительным оборудованием на базе шасси автомобиля ГАЗ-53А, предназначенный для посыпки дорог и более полного удаления свежевыпавшего снега с проезжей части дороги за бульдозером или грейдером. Производительность на уборке снега с покрытия 20 000 $\text{м}^2/\text{ч}$, на распределении песка 60 000 $\text{м}^2/\text{ч}$. Емкость кузова 2,2 м^3 , рабочая скорость 20 $\text{км}/\text{ч}$.

Подача материала в пескоразбрасыватели может осуществляться или непосредственно из штабелей с помощью различных машин-погрузчиков, или из специальных бункеров, или со специ-

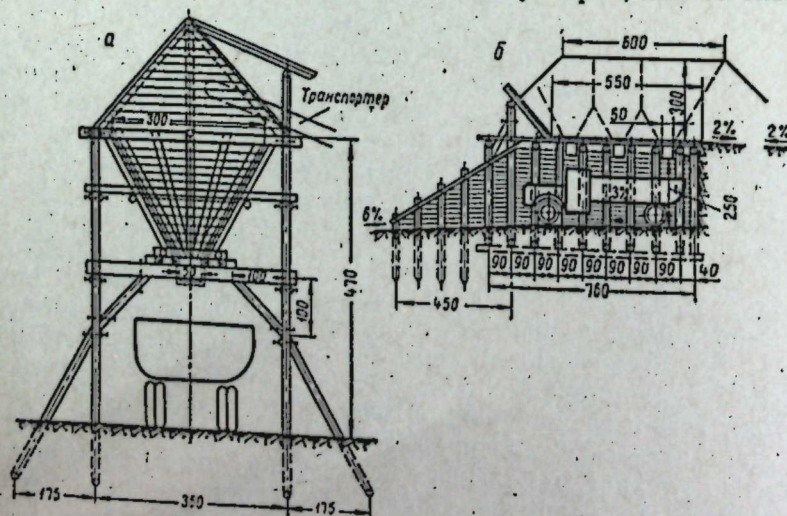


Рис. 18. Специальные устройства для фрикционных материалов и солей, применяемых для посыпки дорог против обледенения.

альных настилов путем сталкивания материала бульдозером в бункер пескоразбрасывателя (рис. 18). Для предохранения материала от смерзания рекомендуется его предварительное смешение с солями.

В последнее время Академией коммунального хозяйства им. К. Д. Памфилова предложено использование для борьбы с гололедом хлоридов в их чистом виде; разработаны и даны рекомендации по приготовлению несслеживающихся смесей хлористых солей, кроме того, рекомендован новый химикат НКМ, являющийся отходом азотно-химической промышленности, отличающийся высокой степенью эффективности.

Технико-экономический анализ работы большегрузных автосамосвалов на карьерах

Автосамосвалы БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т и БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 т являются наиболее распространенными из серийно выпускаемых большегрузных автомобилей, применяющихся на рудных карьерах.

Высокие конструктивные, тяговые, скоростные и маневровые качества автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 были подтверждены в процессе их совместной работы при испытаниях на крупных железорудных карьерах. Одновременно с новыми отечественными автосамосвалами испытывалась одна из последних моделей американских автосамосвалов Ле Турно — Вестингауз LW-50, грузоподъемностью 45 т.

Из табл. 23 видно, что время движения с грузом автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 почти одинаково, при движении порожних автомобилей автосамосвалы БелАЗ-548 за счет несколько больших развиваемых скоростей имеют меньшее время движения, причем разница более резко возрастает с увеличением расстояния транспортирования. Маневры при разгрузке меньше времени занимают у БелАЗ-548, подъем кузова быстрее у БелАЗ-540, время опускания кузова примерно равно. По сравнению с названным американским автосамосвалом у наших большегрузных автосамосвалов при одном и том же расстоянии транспортирования общее время рейса одинаковое или даже несколько меньшее. Скорость подъема кузова у них примерно равная, скорость опускания на 3—6 сек больше.

Как видно из табл. 24, БелАЗ-540 и БелАЗ-548 являются весьма скоростными и маневренными автомобилями.

Наибольший опыт эксплуатации на рудных карьерах накоплен по автосамосвалам БелАЗ-540; они работают уже более двух лет. Это позволяет сопоставить основные технико-экономические показатели этих автосамосвалов и ранее выпускавшихся. По данным 15 карьеров цветной металлургии за 1966 г., на которых использовалось более 350 автосамосвалов БелАЗ-540 и старых

Таблица 23. Показатели времени цикла большегрузных автосамосвалов БелАЗ-540, БелАЗ-548 и LW-50 при испытаниях их на железорудных карьерах

Карьер или комбинат	Применяющийся экскаватор (емкость коша, м³)	Расстояние транспортирования, км	Время цикла						
			погрузка	движение с грузом	маневры при разгрузке	подъем кузова	опускание кузова	движение без груза	время рейса
ЦГОК	ЭКГ-4 (4)	4,3	2'19"	13'03"	БелАЗ-548 20"	25"	14'	7'44"	20'04"
			3'22"	11'06"	LW-50 27"	25"	10"	8'31"	24'09"
			1'16"	5'27"	БелАЗ-540 16"	17"	14"	4'06"	11'28"
Ингулецкий ГОК	ЭКГ-4,6 (4,6)	2,1	2'10"	5'39"	БелАЗ-548 14"	25"	14"	3'29"	12'28"
			1'32"	5'33"	LW-50 17"	19"	20"	3'46"	12'06"
			2'35"	5'35"	БелАЗ-540 49"	26"	11"	4'20"	14'28"
Михайловский ГОК	ЭКГ-4,6 (4,6)	7,8	2'17"	15'05"	БелАЗ-540 39"	18"	18"	11'10"	29'47"
			2'22"	14'48"	БелАЗ-548 29"	29"	14"	10'33"	28'54"
			2'26"	13'56"	БелАЗ-548 41"	19"	16"	8'53"	26'40"

Таблица 24. Эксплуатационные показатели автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548 при испытаниях на железорудных карьерах

Показатель	Ингулецкий ГОК		Михайловский ГОК		ЦГОК
	БелАЗ-548	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-540	БелАЗ-548
Расстояние транспортирования, км	2,1	2,1	7,8	7,8	4,3
Время рейса автосамосвала:					
порожного	3'29"	4'06"	8'53"	11'10"	7'33"
груженого	5'39"	5'27"	13'56"	15'05"	13'05"
Среднетехническая скорость автосамосвала, км/ч:					
порожного	36,2	32,0	52,7	42,0	33,5
груженого	22,3	23,3	33,6	31,1	20,0
за рейс	27,6	27,0	41,1	35,8	25,0
Общее время рейса	12'18"	11'28"	26'40"	29'47"	24'04"
Время движения автомобиля	9'39"	9'41"	23'39"	26'54"	21'06"
Время простоя автомобиля под погрузкой и разгрузкой	2'49"	1'47"	3'1"	2'53"	2'58"
Средняя эксплуатационная скорость автомобиля, км/ч	26,8	26,5	36,2	32,4	24,6
Коэффициент использования автомобиля	0,48	0,48	0,40	0,40	0,45
Производительность автомобиля, т/ч	255	170	93	56	114

Таблица 25. Основные технико-экономические показатели автосамосвалов БелАЗ-540 в сопоставлении с показателями КрАЗ-222, КрАЗ-256 и МАЗ-525 по данным карьеров цветной металлургии

Показатель	БелАЗ-540	МАЗ-525	КрАЗ-222 и КрАЗ-256
Коэффициент использования парка	0,665	0,548	0,532
Среднесуточная производительность одного автосамосвала, т	938,2	736,4	216,8
Среднесуточная производительность одного автосамосвала, т/км	2313,1	1489,8	830,8
Среднесуточный пробег одного автосамосвала, км	194,2	140,3	179,0
Среднетехническая скорость, км/ч	18,7	14,9	21,5
Себестоимость перевозок, коп/ткм	7,12	9,97	11,28

марок, подтвердились высокие качества новых самосвалов (табл. 25).

В течение 1966—1967 гг. автомобильные парки железорудных карьеров, карьеров руд цветных металлов и химического сырья (Гайский, Сарбайский, Сорский, Раздольский и др.) пополнились

значительным количеством новых автосамосвалов и на некоторых из них списочный состав БелАЗ-540 превысил 100 машин. Более подробные эксплуатационные показатели работы автосамосвалов БелАЗ-540, КраЗ-222, КраЗ-256 и МАЗ-525 могут быть представлены по данным Сарбайского карьера Соколовско-Сарбайского комбината, получившего новые автосамосвалы одним из первых (табл. 26).

Таблица 26. Эксплуатационные показатели автосамосвалов БелАЗ-540, МАЗ-525, КраЗ-222 и КраЗ-256, по данным Сарбайского карьера ССГОКа (1966 г.)

Показатель	КраЗ-222 и КраЗ-256	МАЗ-525	БелАЗ-540
Среднесписочный парк	39	157	35
Среднесписочный парк в работе	23	56	24
Коэффициент технической готовности	0,81	0,62	0,70
Коэффициент использования парка	0,58	0,36	0,40
Коэффициент использования пробега	0,47	0,44	0,47
Коэффициент использования грузоподъемности	0,97	0,97	0,975
Машино-дни в хозяйстве	14390	57367	12810
Машино-дни в работе	8346	20347	5184
Машино-дни в простое, всего	6044	37020	7626
В том числе:			
в капитальном ремонте	26	680	—
в ТО-1 и ТО-2	1912	1946	3509
в эксплуатационном ремонте	630	19302	299
выходные дни	3351	14304	2912
по метеорологическим условиям	—	423	95
из-за отсутствия запчастей и шин	—	365	811
Часы в наряде, всего	155,1	325,9	80,7
В том числе:			
в движении	129,4	235,4	60,4
в простое под погрузкой и разгрузкой	25,7	87,7	20,3
по другим причинам	—	2,8	—
Часы в наряде на один автомобиль в день	13,5	16,0	16,0
Среднетехническая скорость, км/ч	24,5	14,3	25,0
Производительность на один списочный самосвал, тыс. т	126,7	132,9	149,4
То же, тыс. т/км	387,5	220,0	487,8
Производительность на одну списочную авто- тону, тыс. т	—	5312	5534
То же, тыс. т/км	—	8795	18065

Приведенные показатели свидетельствуют, несмотря на более высокую производительность автосамосвалов БелАЗ-540 по сравнению с МАЗ-525, об их сравнительно низком коэффициенте использования, значительных простоях в эксплуатационных ремонтах и из-за отсутствия запасных частей и шин. В некоторой степени это объясняется недостаточной эксплуатационной надежностью автосамосвалов первых выпусков (о чем сказано выше) и недостатками в организации и проведении ремонтов новых машин (рис. 19).

Анализ использования автосамосвалов во времени и практика эксплуатации их в отдельные периоды года позволяет считать, что при достаточно четко организованной работе в карьере и налаженной ремонтной службе коэффициент использования автосамосвалов может достигать 0,7. В этих случаях при использовании автосамосвалов в качестве средств сборочного транспорта (при работе в комбинации с железнодорожным транспортом) производительность автосамосвалов МАЗ-525 при расстояниях транспортирования 0,5—2 км составляет от 230 до 670 т в смену, а БелАЗ-540 от 310 до 870 т в смену, т. е. может быть выше в 1,3—1,35 раза. При работе автосамосвалов в качестве средств магистрального транспорта и расстояниях 2,5—4 км производительность МАЗ-525 будет изменяться от 316 до 230 т в смену, а БелАЗ-540 от 500 до 370, т. е. может быть выше примерно в 1,6 раза.

Подтверждение высказанных соображений о возможности значительного улучшения работы автосамосвалов БелАЗ-540 по мере их освоения предприятиями мы находим в показателях криворожских ГОКов за первую половину 1967 г. (табл. 27).

Опыт эксплуатации и проведенные исследования показывают значительные преимущества БелАЗ-540 по сравнению с МАЗ-525 при больших расстояниях транспортирования, где возможно наиболее полно реализовать скоростные данные. Наибольшая экономия во времени рейса, достигающая 35—40%, установлена при расстояниях транспортирования 2,5—3,5 км. При таких расстояниях откатки и небольших уклонах (4—5%) БелАЗ-540 эффективнее МАЗ-525, так как скорость МАЗ-525 конструктивно ограничена 30 км/ч. При внутрикарьерном транспортировании руды на склады время цикла БелАЗ-540 меньше времени МАЗ-525 лишь на 15—20%. Сложность трассы и наличие уклонов (достигающих 9—10%) препятствуют полному использованию скоростных возможностей БелАЗ-540.

Рациональными условиями эксплуатации, при которых может быть достигнута наибольшая производительность, а вместе с этим и экономичность перевозок БелАЗ-540, следует считать:

сравнительно ровные, возможно более прямолинейные трассы (радиусы закруглений не менее 50 м), уклоны, не превыша-

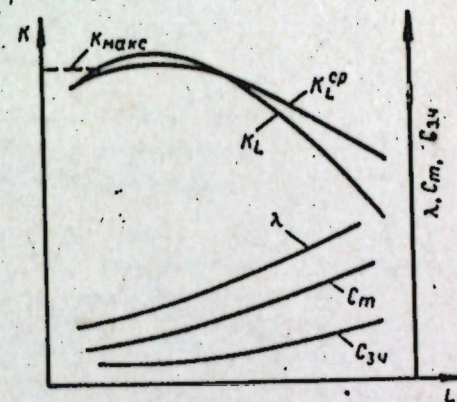


Рис. 19. Изменение коэффициента технической готовности K от пробега L автосамосвала БелАЗ-540:

λ — поток отказов; $C_{зч}$ — расход запасных частей; $C_{тр}$ — трудовые затраты.

Таблица 27. Эксплуатационные показатели автосамосвалов БелАЗ-540, МАЗ-525 и КрАЗ-222, по данным криворожских ГОКов (1967 г.)

72

Показатель	Ингулецкий ГОК		Северный ГОК		
	БелАЗ-540	КрАЗ-222	БелАЗ-540	МАЗ-525	КрАЗ-222
Списочный парк автосамосвалов	190	210	18	164	345
Среднесписочный парк в работе	110	119	15	102	156
Коэффициент технической готовности	0,77	0,64	0,92	0,74	0,78
Коэффициент использования парка	0,50	0,47	0,68	0,50	0,38
Коэффициент использования пробега	0,47	0,48	0,44	0,40	0,43
Коэффициент использования грузоподъемности	0,99	1,00	0,93	0,96	0,94
Машино-дни в хозяйстве	34442	37916	3305	29818	62464
Машино-дни в работе	17096	17727	2265	15444	23556
Машино-дни в ремонте	7786	12939	267	7655	13135
Часы в наряде	193269	155505	24373	169280	205027
в движении	132608	113984	16178	101149	123319
под погрузкой и разгрузкой	42944	30210	6645	39502	46284
Среднетехническая скорость, км/ч	18,5	18,4	26,5	18,8	20,9
Среднее расстояние транспортирования, км	2,27	1,88	2,5	2,16	1,70
Средняя продолжительность рабочего дня, ч	11,3	8,8	10,8	10,9	8,7
Число рейсов на 1 авто-день	29,2	31,2	33,5	23,1	27,9
Пробег на один автомобиль в день, км	143,4	116,0	189,9	123,3	109,3
Пробег на один автомобиль в день с грузом, км	66,9	57	83,3	49,7	46,6
Производительность на один авто-день, т	801	327	838,5	553,4	263
Общее число ездов с грузом	509844	553959	75994	356815	659392
Общий пробег, км	2451068	2102825	430071	1903748	2573723
Общий пробег с грузом, км	1145373	1011063	188670	766973	1098236
Общий грузооборот, т	13719889	5813151	1899142	8546971	6192107
То же, т·км	31100817	10955394	4682703	18432736	10617231

ющие 7—8%, чередующиеся с горизонтальными участками длиной не менее 300—400 м;

предпочтительное использование на верхних горизонтах при доминирующем расстоянии откатки до обогатительных фабрик, отвалов на поверхности;

расстояние транспортирования в пределах 1,5—1,8 км;

при существующих условиях эксплуатации замена автосамосвалов МАЗ-525 самосвалами БелАЗ-540 должна в первую очередь осуществляться на участках откатки длиной более 2,5—3 км. И при сравнительно коротких расстояниях откатки внутри карьера до перегрузочных складов руд и пород, как свидетельствуют факты, БелАЗ-540 значительно эффективнее ранее применявшихся МАЗ-525.

Одной из важнейших статей расходов в сопоставлении экономичности автосамосвалов БелАЗ-540 и МАЗ-525 являются затраты на топливо и смазочные материалы. Расход топлива и смазочных материалов на большинстве карьеров, применявших оба типа автосамосвалов, для БелАЗ-540 меньше, чем для МАЗ-525. Средний расход по 29 горнорудным предприятиям в 1966 г. составил для БелАЗ-540 141,6 л, для МАЗ-525 162 л на 100 км пробега. Следует иметь в виду значительно больший износ автосамосвалов МАЗ-525 и их двигателей. При сопоставимых условиях средний расход дизельного топлива БелАЗ-540 по сравнению с МАЗ-525 будет меньше примерно на 10—12%. Расход авиамасла по тем же причинам колеблется в значительных пределах, но меньше, чем у МАЗ-525, иногда на 20—30%.

Наименьший расход дизельного топлива бывает при работе БелАЗ-540 в качестве сборочного и магистрального транспорта при уклонах, не превышающих 2—3%. В этих случаях он, например на Сарбайском, Сорском, Сибайском карьерах, составляет на 100 км пробега около 133—135 кг, против 154—160 кг для МАЗ-525. Наибольшие значения расходов наблюдаются при маневровых операциях автосамосвалов.

Другой весьма существенной статьей в себестоимости автомобильных перевозок являются расходы на шины, нередко достигающие в общей сумме расходов 18—22%. Расходы на шины для БелАЗ-540 и МАЗ-525 в большинстве случаев либо одинаковые, либо больше у большегрузных машин, по-видимому, из-за высоких скоростных и тормозных качеств. Чтобы проанализировать и сопоставить удельный вес основных элементов затрат, приведем показатели себестоимости 1 т·км перевозок по двум предприятиям (табл. 28).

Несмотря на то, что удельный вес и абсолютные затраты на заработную плату у БелАЗ-540 ниже, чем у МАЗ-525 (соответственно 22 и 31%), что объясняется их большей производительностью, обращают на себя внимание высокие амортизационные отчисления, приходящиеся на 1 т·км перевозок БелАЗ-540, составляющие 36,6% общей себестоимости (без цеховых расходов),

Таблица 28. Стоимость 1 ткм перевозок (в коп.) на Сарбайском и Ингулецком карьерах (за 1966 г.)

Статья затрат	БелАЗ-540		МАЗ-525	КрАЗ-222
	Сарбайский	Ингулецкий	Сарбайский	Ингулецкий
Зарботная плата шоферов	0,94	1,09	1,85	2,80
Зарботная плата ремонтных рабочих	0,68	0,48	0,41	1,02
Итого	1,62	1,57	2,26	3,82
Дополнительная зарботная плата	0,13	0,14	0,23	0,27
Начисления на зарботную плату	0,14	0,15	0,22	0,28
Износ шин	1,84	2,15	1,33	1,18
Топливо и смазочные материалы	0,86	0,88	0,87	0,68
Амортизация	3,07	3,02	2,72	1,58
Запасные части и материалы	0,84	0,55	0,99	1,18
Итого основных расходов	8,50	8,16	8,62	8,99
Цеховые расходы	0,71	1,01	0,78	0,92
Всего расходов	9,21	9,17	9,40	9,91

и большая зарботная плата ремонтных рабочих. Это свидетельствует о конструктивных недостатках БелАЗ-540 первых выпусков.

Стоимость машино-смены автосамосвалов БелАЗ-540, по данным Ингулецкого карьера за 1967 г. (в руб.):

Основная зарботная плата шоферов	8,68
Дополнительная зарботная плата	1,53
Начисления на зарботную плату	1,58
Зарботная плата ремонтных рабочих с начислениями	10,37
Износ шин	20,37
Топливо и смазочные материалы	8,92
Амортизация	32,37
Запасные части и материалы	10,00
Цеховые расходы	6,38
Итого	100,2

Устранение отмеченных выше конструктивных недостатков и неполадок в техническом обслуживании и эксплуатации автосамосвалов БелАЗ-540 способствовало значительному снижению стоимости перевозок ими по сравнению с МАЗ-525. Стоимость 1 ткм перевозок (в руб.) на Сорском карьере (по данным за 1967 г.):

	БелАЗ-540	МАЗ-525
Зарботная плата с начислениями	1,24	2,03
Износ резины	1,55	1,66
Топливо и смазочные материалы	0,40	0,69
Амортизация	2,01	2,41
Ремонты, запасные части, материалы	0,65	1,31
Цеховые расходы	0,46	0,64
Итого	6,41	9,19

Из обеих таблиц видно, что если в первые годы выпуска БелАЗ-540 себестоимость перевозок ими была ниже, чем МАЗ-525, лишь на 2—3%, то после конструктивных улучшений и освоения эксплуатации автомобилей БелАЗ-540 на карьерах снижение достигло 14—15%.

Об общем снижении стоимости перевозок автосамосвалами БелАЗ-540 говорят и показатели 9 горнодобывающих предприятий, использовавших оба типа автосамосвалов в 1966 г. Стоимость 1 ткм автомобильных перевозок (в руб.):

	БелАЗ-540	МАЗ-525
Соколовско-Сарбайский ГОК	8,70	9,50
Джезказганский ГМК	7,20	8,40
Башкирский комбинат	8,58	9,17
Лебединский ГОК	9,50	10,62
Сорский ГОК	7,00	7,88
Учалинский ГОК	8,70	9,30
Жирновский карьер	5,07	6,58
Саткинский карьер	8,91	9,18
Атасуйское РУ	12,70	13,80
Ингулецкий ГОК	9,17	—

Дальнейшее повышение долговечности и усовершенствование конструкции БелАЗ-540 будет продолжаться. Это позволяет повысить надежность автомобилей и довести пробег до капитального ремонта до 100—120 тыс. км. Отпускная цена автосамосвалов БелАЗ-540 с 1 января 1967 г. снижена и составляет 28 тыс. руб., в ближайшем будущем автосамосвал будет стоить не дороже 22—23 тыс. руб. С увеличением долговечности машины, а в зависимости от этого снижения амортизационных отчислений, с улучшением эксплуатации автомобилей в карьерах стоимость 1 ткм перевозок в хорошо организованных карьерных автохозяйствах, вероятно, не будет превышать 5,5 коп. (рис. 20).

Пути снижения стоимости автомобильного транспорта на карьерах

В предыдущем параграфе рассмотрены возможности снижения стоимости автомобильных перевозок в карьерах в основном лишь от дальнейшего конструктивного улучшения новых большегрузных автосамосвалов. Однако очень важное значение в этом

имеют различные организационные мероприятия и общая поставка эксплуатации автотранспорта в карьерах.

Оценка состояния эксплуатации автомобильного транспорта на карьерах должна производиться, исходя из следующих основных позиций, определяющих экономичность автомобильных перевозок:

- а) совершенства применяемых транспортных средств;
- б) соответствия совместно работающих выемочно-погрузочных и транспортных машин;
- в) организации работы автомобилей в местах погрузки и разгрузки;
- г) организации движения автомобилей в карьере;
- д) состояния, содержания и ремонта карьерных автомобильных дорог;
- е) постановки ремонтной службы автохозяйства карьера;

ж) общих организационных принципов эксплуатации автотранспорта.

От совершенства применяемых автотранспортных средств в большой степени зависят все технико-экономические показатели карьерного автотранспорта, и прежде всего: грузоподъемность автомобиля, тяговая и динамическая характеристика автомобиля, надежность и долговечность, простота управления, удобство обслуживания и ремонта, стоимость автомобиля.

Увеличение грузоподъемности, как правило, способствует снижению стоимости автомобильных перевозок. Расчеты и зарубежная практика показывают, что увеличение грузоподъемности в два раза приводит к снижению стоимости перевозок в 1,6—1,7 раза.

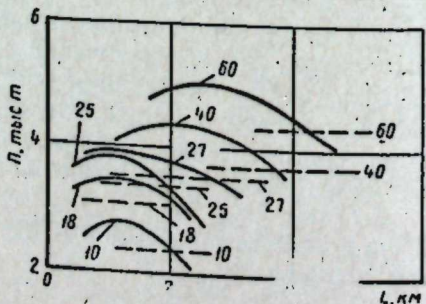


Рис. 21. Производительность экскаватора P при автосамосвалах различной грузоподъемности (цифры на кривых) и различных расстояниях откатки L .

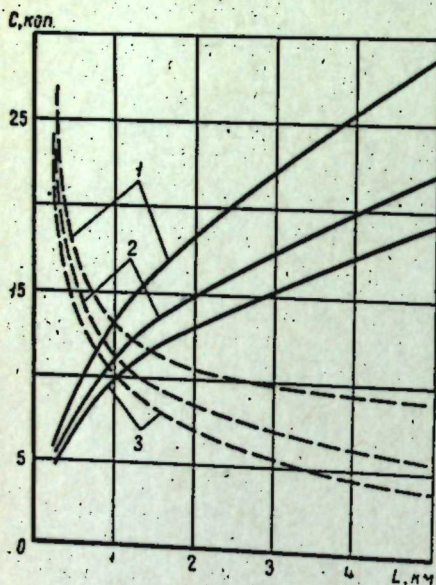


Рис. 20. Зависимость стоимости C транспортирования автосамосвалами МАЗ-525, БелАЗ-540 и БелАЗ-548, соответственно 1, 2 и 3, от расстояния L (сплошная линия — t , пунктирная — tkm).

Основной причиной, определяющей снижение себестоимости, является возрастающий объем перевозимой горной массы.

Увеличение грузоподъемности автомобилей способствует также повышению производительности загружающего их экскаватора. В свою очередь погрузка в автосамосвал осуществляется экскаватором тем быстрее, чем больше грузоподъемность автосамосвала. Следовательно, автосамосвал грузится как бы относительно быстрее (рис. 21).

Высокие тяговые и динамические качества автомобилей также оказывают существенное влияние на себестоимость. Автосамосвалы, отличающиеся высокими тяговыми качествами, преодолевают уклоны без значительного снижения скорости, а их высокие динамические качества позволяют ускорять проведение маневровых операций, быстрее развивать необходимую скорость движения и поддерживать ее на всем расстоянии транспортирования.

До последнего времени одним из существенных недостатков автомобильного транспорта считалась недостаточная надежность и сравнительно ограниченная долговечность карьерных автотранспортных средств. В связи со значительными конструктивными улучшениями, вносимыми во вновь выпускаемые и модернизируемые автосамосвалы, и использованием высокопрочных сталей и других материалов, с улучшением качества их обработки и т. д. удалось значительно увеличить надежность и долговечность карьерных автомобилей. Об этом свидетельствует коэффициент технической готовности, который на большинстве предприятий при использовании автосамосвалов последних выпусков значительно возрос, а количество отказов по этой причине уменьшилось на 15—20% (рис. 19).

При создании новых автосамосвалов большое внимание уделяется также возможному упрощению отдельных агрегатов, узлов и всей конструкции автомобиля и главным образом удоб-

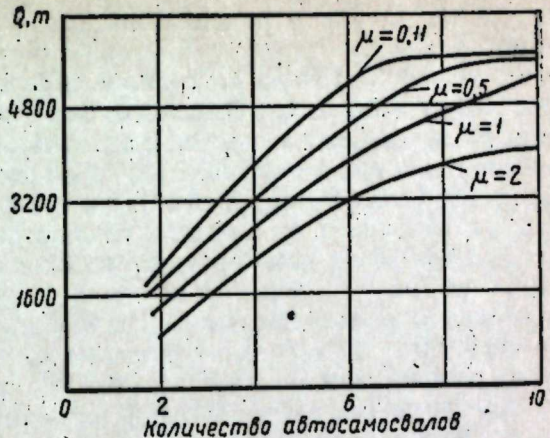


Рис. 22. Сменная производительность экскаватора Q в зависимости от количества автосамосвалов БелАЗ-540 при различных уровнях их надежности (μ — интенсивность возникновения отказов).

ству и облегчению управления автомобилем, его обслуживания и ремонта.

В немалой степени на стоимость автоперевозок влияет стоимость автомобиля. Особенно это заметно при сравнении автосамосвалов первых выпусков с автомобилями налаженного крупносерийного производства. Так, при автосамосвалах МАЗ-525 и БелАЗ-540 эта разница в стоимости превышала 30—35%. Вот почему, в частности, стоимость транспортирования автосамосвалами БелАЗ-540 на некоторых карьерах в первое время была ниже стоимости транспортирования МАЗ-525. При налаженном серийном производстве стоимость автомобиля (главным образом за счет совершенствования технологии производства), как правило, со временем снижается на 8—10% и даже более.

На стоимость автомобильных перевозок в карьерах оказывает также влияние правильность выбора совместно работающих выемочно-погрузочных средств (экскаваторов, погрузчиков и т. д.) и средств автомобильного транспорта. К числу этих причин относятся:

- соотношение емкостей ковша экскаватора (погрузчика) и кузова автосамосвала,
- соответствие производительности экскаватора (погрузчика) и обслуживающих его автосамосвалов,
- использование грузоподъемности автосамосвала при его погрузке.

Соотношение емкостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора должно приниматься оптимальным, т. е. таким, при котором обеспечивается наиболее низкая стоимость выемки, погрузки и транспортирования горной массы.

На основе исследований и многолетнего опыта эксплуатации и исходя из сокращения времени простоя под погрузкой, обеспечения сохранности автомобиля, уменьшения просыпания породы за пределы кузова и других факторов, соотношение емкости кузова и ковша принимается для прямых лопат экскаваторов обычно в пределах от 3:1 до 5:1. Наименьшие значения принимаются при автомобилях большей грузоподъемности. Соотношение 5:1 и более обычно характерно лишь для автосамосвалов грузоподъемностью до 15—20 т. С увеличением расстояния транспортирования рационально увеличение соотношения (рис. 23). Так, известные примеры, когда при расстоянии перевозок более 4—5 км автосамосвалами особо большой грузоподъемности соотношение увеличивалось до 6:1 и даже 7:1 (полуприцепы и автопоезда). С увеличением скорости автомобилей соотношение емкостей кузова и ковша имеет тенденцию к уменьшению.

Очень важное значение имеет соответствие производительности экскаваторов и обслуживающих их автосамосвалов. С точки зрения снижения стоимости перевозок количество автосамосвалов должно быть принято таким, при котором они не простаивают в ожидании погрузки и разгрузки. Более того, желателен некото-

рый резерв производительности экскаватора, который, однако, из соображений достижения оптимальной стоимости погрузочно-транспортных работ не должен превышать 8—10%. Резерв в производительности экскаватора должен быть тем больше, чем больше грузоподъемность автосамосвалов и чем меньше расстояние транспортирования. На рис. 24 показан коэффициент резерва для определения количества автосамосвалов на один экскаватор в зависимости от интенсивности отказов.

Одним из очень серьезных факторов, отражающихся на себестоимости перевозок, является использование грузоподъемности автосамосвалов. Из-за несоответствия емкости ковша экскаватора и кузова автосамосвала для данных пород и руд (различный объемный вес) коэффициент использования грузоподъемности на карьерах колеблется в широких пределах — от 0,75 до 1,05. К неполному использованию грузоподъемности автомобилей приводит плохое состояние дорог, низкая квалификация машинистов экскаваторов, недостаточный контроль за ведением погрузки, изношенность

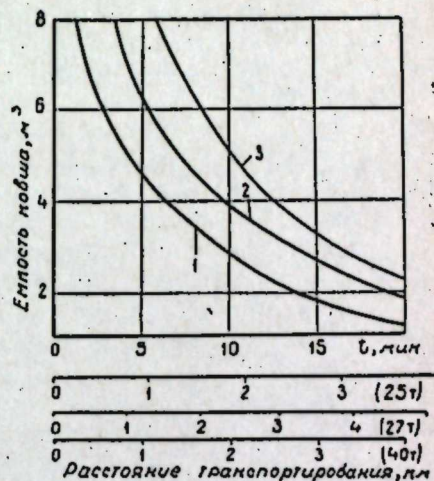


Рис. 23. Рациональное соотношение емкостей ковша экскаватора и кузова автосамосвала в зависимости от расстояния транспортирования (t — время движения в один конец). 1—3 — грузоподъемность автосамосвалов, соответственно, 25, 27 и 40 т.

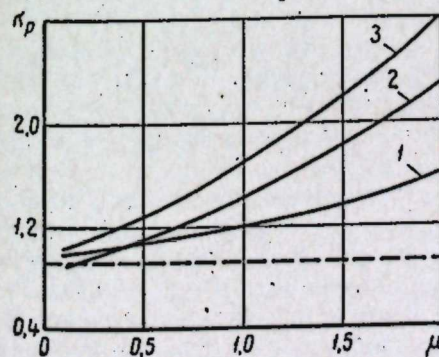


Рис. 24. Коэффициент резерва K_p для определения количества автосамосвалов на один экскаватор в зависимости от интенсивности отказов μ : 1, 2, 3 — коэффициент резерва, соответственно, при оптимальной производительности, при нормативной производительности и для превышения выработки на 10%.

автосамосвалов и другие причины. Для полного использования грузоподъемности автомобилей необходим правильный выбор параметров горно-транспортного оборудования, использование сменных кузовов автомобилей, наращивание бортов, применение ковшей различной емкости и т. д. Организация работы автомобилей в местах погрузки и разгрузки в целях снижения себестоимости транспорта должна предусматривать: усовершенствование подъездов автосамосвалов к экскаваторам, поточность подачи авто-

мобилей под погрузку, сокращение маневров в местах погрузки и разгрузки, наличие достаточного разгрузочного фронта.

Для сокращения времени движения к экскаватору, осуществления маневров и установки под погрузку необходимо тщательное устройство подъездов с систематическим разравниванием просыпающегося при погрузке материала или смещением его в сторону, планировка поверхности дороги подъезда и т. п.

Для поточной подачи автосамосвалов под погрузку применяются сквозные, петлевые и кольцевые схемы подъездов к экскаватору, обеспечивающие непрерывное движение автомобилей в местах погрузки. На продолжительность нахождения автомобилей у экскаваторов влияет также схема их установки у экскаватора. Как правило, погрузка автосамосвала должна производиться при небольшом угле поворота стрелы экскаватора и обеспечении оптимального радиуса его работы. При разгрузке ковш большую часть времени должен проходить в пределах кузова автосамосвала.

Установка автосамосвала желательна с правой стороны от экскаватора, что также сокращает продолжительность погрузки. Установка должна осуществляться с наименьшей затратой времени на маневры, что достигается при минимальном изменении направления движения и без больших разворотов автомобиля. В зависимости от принятой схемы и состояния подъезда, а также схемы установки и выполняемых при этом маневров время на эти операции изменяется от 3—5 до 50—60 сек.

Если не соблюдать эти условия, возможно снижение производительности всего погрузочно-транспортного комплекса на 20—30% и более и вытекающее отсюда удорожание перевозок.

Во избежание простоев автосамосвалов в местах разгрузки на обогатительных фабриках, рудных складах должны быть предусмотрены резервные пункты разгрузки. При 1—3 одновременно разгружающихся автомобилях должно быть предусмотрено одно резервное место, а при 4—5 — не менее двух. При правильно организованном приеме горной массы на автомобильных отвалах обычно бывает рабочий, подготавливающий и резервные участки.

Для упорядочения движения автомобилей в карьерах, сокращения расстояния откатки, развития максимально допустимых скоростей большое значение имеет правильность трассировки дорог. В связи с этим должно предусматриваться: устройство однополосных дорог с разделением грузовым и порожняковым направлениями, сокращение длины съездов, спусков, применение рационального профиля и расстояния трассы в плане, освещение дорожной трассы внешними источниками света и оборудование ее регламентирующими движение дорожными знаками.

Наиболее совершенным является поточное движение автомобилей по дорогам отдельно для груженого транспорта и порожняка. Это обеспечивает движение на высоких скоростях, обеспечи-

вает безопасность и, в итоге, способствует значительному повышению производительности и снижению стоимости транспорта.

Организация кольцевой системы откатки с проходкой траншей для разделения грузового и порожнякового потока в различных сторонах карьера экономически всегда себя оправдывает. Кроме того, устройство различных съездов позволяет им придавать различные уклоны. Так, устройство съездов в карьер для порожних автосамосвалов с уклонами до 20% значительно сокращает их длину по сравнению с выездами из карьера. В результате, сокращаются холостые пробеги автомобилей и повышается коэффициент использования пробега, особенно в глубоких карьерах, где он может превышать 0,52—0,55.

Для обеспечения высоких скоростей движения очень важен выбор рациональных основных параметров трассы в профиле и плане. Установлено, что для оптимальных скоростей движения БелАЗ-540 на подъеме порядка 14—16 км/ч уклоны не должны превышать 9%, радиусы кривых должны быть не менее 35—40 м, а затяжные подъемы должны чередоваться с горизонтальными участками. При устройстве дорог должны в соответствии с горнотехническими условиями и существующими нормативами определяться ширина дорог, ширина проезжей части, а также режим движения, регламентируемый дорожными знаками, а также специальными местными инструкциями и правилами движения автомобилей в карьере.

Среди причин, влияющих на себестоимость перевозок в карьерах, зависящих от дорог, наибольшее значение имеет состояние их покрытий. В этой связи особенно важно строить дороги с улучшенными покрытиями, допускающими развитие высоких скоростей движения автотранспорта, а также надлежащий уход и своевременный и высококачественный ремонт дорог.

В последнее время все постоянные автомобильные дороги в карьерах стремятся устраивать с усовершенствованными покрытиями. До 80% таких дорог в карьерах строятся со щебеночным покрытием, иногда поливаемым битумом или обрабатываемым битумными эмульсиями. На съездах и магистральных участках при интенсивности движения, превышающей 1000 автосамосвалов в сутки, теперь предпочитают устраивать капитальные цементно-бетонные покрытия (реже применяют решетчатые или ячеистые железобетонные плиты).

Усовершенствованные ровные покрытия позволяют увеличивать скорость движения (по сравнению с временными — забойными, отвальными — дорогами) на 30—40% и более и допускать уклоны на выездах из карьера для БелАЗ-540 до 10%. Все это с избытком окупается в первые один-два года эксплуатации дорог.

Неудовлетворительное состояние дорог приводит, помимо снижения скоростей движения автомобилей и уменьшения их производительности, к ускорению износа машин, перерасходу топлива и смазочных материалов. Особенно заметно это в северных

районах, в периоды выпадания большого количества осадков, весеннего снеготаяния. Так, например, на Раздольском карьере в периоды распутицы коэффициент сменности автосамосвалов БелАЗ-540 не превышает 1,3, а коэффициент неравномерности выхода достигает 2,4 в смену.

В карьерах должна быть организована постоянно и регулярно действующая служба по содержанию и ремонту дорог, оснащенная современной техникой.

В не меньшей степени, чем дорожные условия, на себестоимость автотранспорта влияет постановка обслуживания и ремонта самих средств автотранспорта, в том числе:

соблюдение периодичности обслуживаний и ремонтов автомобилей,

обеспечение мест и условий для проведения ремонта и обслуживания,

своевременность снабжения запасными частями, материалами,

организация заправочных и мелких ремонтных работ по устранению неисправностей автомобилей в карьере.

Несвоевременное выполнение ремонтов и низкое их качество, нарушение периодичности технических обслуживаний автомобилей на карьерах являются главной причиной длительных простоев автосамосвалов. На карьерах Урала и Казахстана автосамосвалы от 40 до 60% времени простаивают, и в том числе 25—40% — в ремонтах. Так, на Соколовско-Сарбайском комбинате простои автосамосвалов во всех видах ремонта составляют 38—42% общего времени пребывания в автохозяйстве.

Сроки, периодичность и объем обслуживаний и ремонтов, как показывает практика, должны устанавливаться с учетом специфики горнотехнических условий. Так, тяжелые условия эксплуатации вызывают необходимость более частого выполнения ТО-1 и ТО-2. Периодичность обслуживаний надо дифференцировать в зависимости от сезонов года и т. д.

Наиболее рациональным и быстрым методом ремонта является агрегатно-участковый, сводящийся к замене неисправных узлов и агрегатов годными, взятыми из оборотного фонда. В связи с этим важное значение имеет создание в карьерных автохозяйствах таких фондов исправных агрегатов, узлов автомобилей (двигателей, коробок передач и т. д.). Наряду с введением агрегатно-участкового метода ремонта необходимо установление рациональной численности ремонтных рабочих на участках в зависимости от интенсивности появления отказов и трудоемкости их устранения.

В тяжелых условиях эксплуатации следует осуществлять средний ремонт, иногда его целесообразно заменить годовым ремонтом, проводимым в начале зимы. В целях повышения качества и снижения стоимости капитальных ремонтов их следует проводить на специальных авторемонтных заводах. Более двух ка-

питальных ремонтов большегрузных автосамосвалов выполнять нецелесообразно.

Отсутствие или недостаток помещений для ремонта, профилактики и хранения автомобилей затягивает ремонт, снижает его качество, сокращает срок службы автомобилей. Поэтому особое внимание должно быть уделено созданию нормальных условий для проведения подготовительно-ремонтных работ, строительству гаражей, профилакториев, ремонтных мастерских, открытых стоянок, оснащению их необходимым ремонтно-механическим, подъемно-транспортным и другим оборудованием, современным инструментом, приспособлениями, стендами для комплексной механизации ремонтных работ.

Серьезное внимание должно быть уделено ремонту и восстановлению шин. Достаточно сказать, что число возвращений автосамосвалов с линии в гараж из-за отказов шин достигает 50—70% общего числа отказов. Выход из строя шин происходит не только из-за неудовлетворительного качества резины, плохого состояния дорог, но главным образом, из-за отсутствия должной организации контроля, ремонта, хранения, монтажа и демонтажа шин.

Целесообразно укомплектовывать каждый автосамосвал резервным баллоном, что, например, на Сибайском карьере, позволило сократить простои автомобилей из-за неисправности шин с 5,6 ч за один заезд до 1,2 ч и квалифицированно выполнять монтаж и ремонт неисправных баллонов.

Не менее важна организация заправочного хозяйства. В целях сокращения времени, затрачиваемого на заправочные работы, и сокращения холостых пробегов заправочные пункты целесообразно располагать в горловинах автомобильных заездов в карьер или на одном из верхних горизонтов. Для заправки автомобилей в карьере можно использовать специальные автоцистерны со вспомогательным заправочным оборудованием. Такие подвижные станции позволяют сократить время заправки минимум в 1,5 раза. Заслуживает внимания использование аварийных машин для осмотра и устранения мелких неполадок и повреждений машин непосредственно в полевых условиях.

Из других организационных факторов наибольшее влияние на себестоимость автомобильных перевозок в карьерах оказывают: количество рабочих смен автосамосвалов, равномерность выпуска на производство и принцип обслуживания автосамосвалами экскаваторов, системы оплаты труда и материального стимулирования, состав экипажей, обслуживающих автосамосвалы.

Установлено, что самым рациональным режимом работы автотранспорта на карьерах является двухсменный. Расчеты, выполненные для ряда рудных карьеров (Соколовско-Сарбайского, Качканарского комбинатов, Учалинского и Сибайского карьеров), показывают, что при двухсменном режиме себестоимость

1 ткм на 5—17%, а расчетные затраты на 10% меньше, чем при трехсменном режиме.

Большое значение для обеспечения ритмичной работы всего экскаваторно-транспортного комплекса имеет распределение автомобилей по экскаваторам, своевременный и равномерный их выход на производство, замена ушедших с линии по неисправностям и другим причинам. При выпуске автосамосвалов на производстве целесообразен ступенчатый график, предусматривающий последовательный по одному или группами с известными интервалами в течение смены выход автосамосвалов на линию. Ступенчатый график наиболее эффективен при большом автомобильном парке и при ограниченной площади гаражей и мастерских.

При использовании автомобилей на линии наиболее целесообразной признается работа по открытому (а не закрытому) циклу, когда автосамосвалы не закрепляются за определенными экскаваторами. Однако этот принцип себя оправдывает лишь при достаточно четком диспетчерском управлении и хорошо поставленной службе информации и связи.

Наряду со специальной диспетчерской службой, применением радиосвязи, телевидения, в последнее время начинают осваивать системы автоматического управления работой автомобилей, основанные на использовании фотоэлементов, изотопов, различных радиоэлектронных устройств и т. д. Установлено, что системы автоматического управления позволяют минимум на 10—15% повысить производительность автотранспорта и улучшить его использование.

Немаловажное значение имеют различные прогрессивные системы оплаты труда водителей и ремонтных рабочих. Одной из наиболее удачных форм может быть признана поэкипажная сдельно-премиальная оплата труда водителей по отработанным часам, которая, как показывает практика карьеров Кузбасса, Сибая и других, позволяет увеличить срок службы автосамосвалов на 20—25%. Одним из путей повышения коэффициента использования автосамосвалов, а вместе с этим и снижения стоимости перевозок является устранение простоев автомобилей из-за отсутствия водителей. Опыт показывает, что увеличение экипажей автомобилей на время выходных дней, отпуска и т. д. до 4 человек при трехсменном режиме и 3 человека при двухсменном вполне себя оправдывает.

Автоматизация карьерного автомобильного транспорта

Основной задачей управления работой автомобильного транспорта следует считать организацию и поддержание транспортного процесса в определенном режиме, обеспечивающем исполь-

зование горно-транспортного оборудования с наибольшей выгодой.

Оптимальный режим транспортного процесса для различных типов оборудования и расстояний доставки можно установить с помощью теории массового обслуживания по минимуму эксплуатационных расходов на погрузочно-транспортные работы. Критериями оптимальности управления автотранспортом могут быть:

- минимальный объем транспортных работ;
- максимальный выход товарного продукта обогатительных фабрик;
- максимальная загрузка экскаваторов.

При первом критерии рассматривается оптимальное распределение поставляемого из m источников материала к n приемным пунктам, при котором объем транспортных работ (или общая стоимость перевозок) будет минимальной. При этом общее количество продукции всех поставщиков должно быть равно сумме спроса всех потребителей. Максимальный выход товарного продукта обогатительных фабрик может служить критерием оптимальности при работе карьеров и обогатительных фабрик без промежуточных складов.

В практике иногда возникает задача управления транспортом с целью максимальной загрузки экскаваторов. Эта задача чаще всего встречается при транспортировке пород в отвал.

Специфика работы карьера, заключающаяся в наличии внутренних связей между процессами, подвижности технических средств и мест их работы; влияние климатических условий; одновременное выполнение непрерывных и циклических процессов, территориальная разобщенность и другие приводят к большому разбросу данных по количественным показателям работы как отдельных технологических агрегатов, так и карьера в целом. Перечисленные специфические черты проявляют себя случайным образом, а сам технологический процесс может быть отнесен ввиду этого к разряду стохастических. Так, продолжительность погрузки автосамосвалов, движение их к месту разгрузки или погрузки подчиняются нормальному закону распределения, а продолжительность ожидания разгрузки на перегрузочном пункте или ожидания погрузки под экскаватором аппроксимируется показательным распределением.

При работе экскаваторов с автомобильным транспортом возможны два случая — открытым и закрытым циклом. Работа по первому способу характеризуется распределением автосамосвалов по экскаваторам в зависимости от принятого критерия оптимальности с учетом сложившейся ситуации, а по второму — постоянным закреплением автосамосвалов за определенными экскаваторами в течение смены.

Анализ отчетных данных Сарбайского рудоуправления, где автотранспорт работает по закрытому циклу, позволяет установить, что этот способ имеет целый ряд пороков, в результате ко-

торых протаскивают как экскаваторы, так и автосамосвалы. Причем 40—60% простоев карьерных экскаваторов возникает из-за отсутствия автотранспорта. Из графика (на рис. 25) видно, что переход от закрытого цикла на открытый может дать рост сменной производительности экскаватора на 20%.

На Сибайском руднике в целях улучшения использования автомашин и сокращения затрат на транспортирование была изменена организация труда шоферов. В основу новой организации положено обезличенное обеспечение экскаваторов автосамосвалами (т. е. открытый цикл) в зависимости от возможностей экскаватора в данный момент и объема горных работ в данную смену.

Работой автомашин при новой организации руководят линейный диспетчер (оператор) с помощью световых табло, на которых он включает номер экскаватора, к которому очередной автосамосвал должен направиться. Помещение оператора расположено так, что видны все проезжающие автомашины и большинство экскаваторов. Наблюдая за работой экскаваторов, оператор определяет время погрузки самосвала, его движение по маршруту с грузом и порожняком, наличие автосамосвалов в пути, обеспечивает своевременную подачу порожних машин к экскаватору и погрузку их с наименьшими затратами времени. Оператор ведет учет работы автосамосвалов и экскаваторов. Отчетным документом деятельности оператора является исполнительный график.

Критерием оптимальности этой системы управления является максимальная производительность экскаватора и автосамосвала.

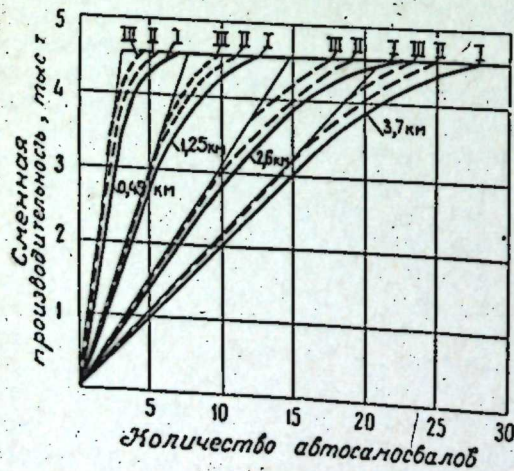


Рис. 25. Зависимость производительности экскаватора ЭКГ-4 от количества автосамосвалов МАЗ-525 при их работе по открытому (пунктир) и закрытому (сплошная линия) циклам при различных расстояниях транспортирования.

Эффективность внедрения этой системы управления автотранспортом оценивается следующими показателями: коэффициент использования экскаваторов возрос с 0,52 до 0,58; простои из-за отсутствия транспорта сократились с 11 545 ч до 7 083 ч, производительность на 1 машину увеличилась с 13 782 т/км до 14 956 т/км.

В Институте автоматизации УССР разработана система УРАТ, выполняющая учет рабо-

ты автомобильного транспорта: пробег, холостой пробег, вес перевезенного груза, производительность, расход горючего, моточасы, время начала работы водителя, выезд из гаража, начало работы в наряде, время погрузки, время разгрузки, время окончания работы. Устройство состоит из датчиков, коммутаторов, счетчиков, печатающих устройств и приемо-передатчиков, устанавливаемых на каждом автосамосвале, работающем в карьере. Лабораторный образец такой системы был испытан в 1963 г. на карьерах ЦГОКа.

В Институте УкрНИИпроект была создана аппаратура вычислительного устройства ОРУРКАТ, являющаяся «советчиком» диспетчера. Она ведет расчет оптимального режима работы автопарка в зависимости от схемы маршрута, дорожных условий, типов экскаваторов, количества и марок машин, т. е. определяет необходимую комбинацию машин по маркам на каждый маршрут. Кроме того, по радиоканалу устройство получает информацию от проезжающих мимо диспетчерского пункта автомобилей и рассчитывает все необходимые эксплуатационные показатели работающего автопарка в продолжении смены, что дает возможность судить о режиме работы и оперативно менять его.

Сложность названных схем, их низкая надежность, незавершенность работ по ним не позволяют пока рекомендовать их для горнорудных предприятий.

На Норильском горно-металлургическом комбинате ведется работа по автоматизации управления автотранспортом. Их система состоит из радиодатчиков условного номера автосамосвала, установленных на каждой автомашине, вычислительной машины, устройства для регистрации веса автомашины и ее условного номера, командного светового табло, установленного на пункте разгрузки. Вычислительное устройство подсчитывает количество руды, погруженной каждым экскаватором, и количест-

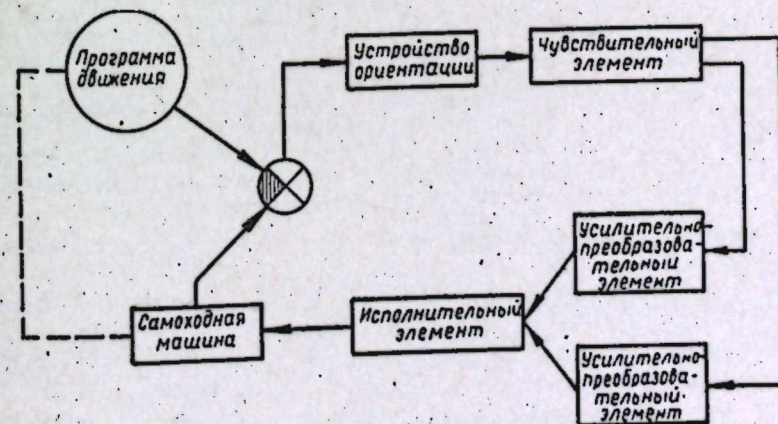


Рис. 26. Блок-схема системы автоматического вождения транспортной самоходной машины.

во руды, перевезенное каждым автосамосвалом. В середине смены, а также при выходе из строя какого-либо экскаватора вычислительное устройство производит перераспределение автотранспорта по экскаваторам с целью обеспечения минимальных стоимостных потерь.

Достоинством такой схемы является связь критерия оптимальности с качеством готового продукта и простота технической реализации системы. Недостаток — ее непригодность для транспортных схем с внутрикарьерным складированием руды.

Технологические и транспортные перемещения наряду с рельсовым транспортом выполняют и различные самоходные машины (скреперы, бульдозеры, автосамосвалы, тягачи и др.). Самоходным машинам горных предприятий важно придать с помощью автомата-водителя те положительные качества, которые, как казалось, являются привилегией рельсового транспорта — стабильность траектории движения, возможность многократного точного ее повторения независимо от скорости движения, освещенности, квалификации водителя (рис. 26).

Автоматизации вождения добиваются почти во всех промышленных странах. Но пока еще не найдено бесспорное научное решение этой задачи.

С точки зрения автоматизации вождения можно выделить транспортный и технологический режимы, различие между которыми видно из табл. 29. Можно выделить четыре (в порядке сложности) условия, определяющие соответствующие схемы автоматизации:

1. Транспортная машина на закрытой стационарной трассе (карьерная дорога).

2. Транспортная машина на напряженном участке открытой стационарной трассы, где обгоны исключены (туннели, мосты, переезды и т. д.).

3. Технологическая машина на стационарной трассе (дорожное строительство).

4. Технологическая машина на нестационарной трассе (отвал).

Требуемая точность движения самоходных машин очень высока. Нередко отклонение самоходной машины на 10 см от заданной траектории является уже недопустимым, тогда как для летательного аппарата, например, соответствующий допуск на несколько порядков выше. В автоматизации вождения самоходных машин налицо острое противоречие между возможными затратами и необходимыми результатами. Это противоречие разрешимо только при использовании специальных способов ориентации и средств задания программ движения, отличающихся предельной неприхотливостью в эксплуатации и вместе с тем дешевизной и точностью.

Автоматизация вождения технологических машин сводится на открытых горных работах к автоматизации работы тракторных агрегатов (бульдозеров, скреперов и автогрейдеров).

Полная автоматизация работы бульдозеров и скреперов вследствие многообразия условий их применения является сложной и пока не решенной задачей. Однако автоматизация рабочего цикла тракторных агрегатов в определенных условиях работы вполне возможна. На первом этапе автоматизируют отдельные операции, в частности черпание породы как наиболее энергоемкую операцию. Ее регулирование позволит резко сократить трудоемкость управления машиной, обеспечить оптимальное использование тяговых возможностей и повысить производительность агрегатов. Для стабилизации рабочего процесса необходимо при черпании регулировать толщину стружки своевременным переключением привода рабочего органа.

Автоматизация работы бульдозеров, скреперов и тракторных агрегатов проще достигается на дизель-электрических тракторах типа ДЭТ-250 и др.

В существующих конструкциях автогрейдеров угол наклона ножа устанавливается вручную с помощью винтовой передачи и в процессе работы не меняется. Это увеличивает простои для перемены положения ножа и число проходов, необходимых при планировочных работах.

В Англии сконструировано устройство, позволяющее изменять угол наклона ножа из кабины машиниста, а также автоматически поддерживать нужный угол в процессе планировки.

В связи с подвижностью технического оборудования и мест его работы, а также территориальной разобщенностью очень остро встает вопрос передачи сигналов, сообщений диспетчеру или ЭВМ, заменяющей его. На карьерах уже давно используют

Таблица 29.

Показатель	Транспортный режим	Технологический режим
Типы машин	Автономные машины (автомобили, автопоезда и т. п.) Маршрутные машины (троллейбусы, ВЧ-мобили и т. п.)	Дорожностроительные и отвальные машины (бульдозеры, автогрейдеры, отвалообразователи и т. п.)
Диапазон скоростей движения, м/сек	1—40	0,1—4
Характер поверхности движения	Колесный	Гусеничный, колесный
Особенности внешних возмущающих воздействий	Подготовленная для движения Воздействия небольшие	Бездорожье Воздействия значительные, существенно переменные
Допустимые отклонения траектории движения, см	50—75	5—25

ся радиосвязь, не требующая укладки сигнальных кабелей и передающая сигналы на любые расстояния. Наибольшее распространение на карьерах получила группа радиостанций типа ЖР. Специально разработанная радиостанция типа «Гранит», построенная на транзисторах, найдет применение в системах централизованного контроля и управления с ЭВМ.

Расчетные параметры карьерного автомобильного транспорта¹

1. Сопротивление движению автотранспортных средств в карьере. Суммарное сопротивление движению выражается уравнением

$$W = W_0 + W_{\text{в}} + W_{\text{н}} + W_{\text{л}} + W_{\text{к}} \text{ кг/т}, \quad (14/1)$$

$$W = G W_{\text{с}},$$

где $W_{\text{с}}$ — суммарное удельное сопротивление движению автомобиля, кг/т;

G — вес автомобиля, кг.

Сила сопротивления движению

$$W_0 = 1000 G f \text{ кг/т}, \quad (15/1)$$

где f — коэффициент сопротивления качению.

Сила сопротивления воздуха

$$W_{\text{в}} = \rho F v^2 \text{ кг}, \quad (16/1)$$

где ρ — коэффициент, учитывающий обтекаемость автомобиля (для карьерных автомобилей находится в пределах 0,4—0,75);

F — лобовая поверхность автомобиля, составляющая

для КрАЗ-256 7,5 м², БелАЗ-540 12 м²

БелАЗ-548 13,6 м², БелАЗ-549 13,9 м²;

v — скорость движения автосамосвала, км/ч.

Удельное сопротивление движению

$$\omega_0 = \frac{W_0}{G} \text{ кг/т}. \quad (17/1)$$

Исследования, проведенные на Сибайском и Сарбайском карьерах на автосамосвалах МАЗ-525 и БелАЗ-540, позволяют установить величину удельного сопротивления движению автомобиля на щебеночных постоянных и внутрикарьерных временных дорогах. На рис. 27 показаны установленные экспериментальным путем эмпирическая и теоретическая линии регрессии зависимости силы сопротивления движению БелАЗ-540 от скорости движения на постоянных дорогах Сарбайского карьера.

Сила сопротивления, вызываемая инерцией автомобиля при ускоренном режиме движения, представляет собой сумму сил

¹ Параграф написан совместно с инж. В. П. Смирновым.

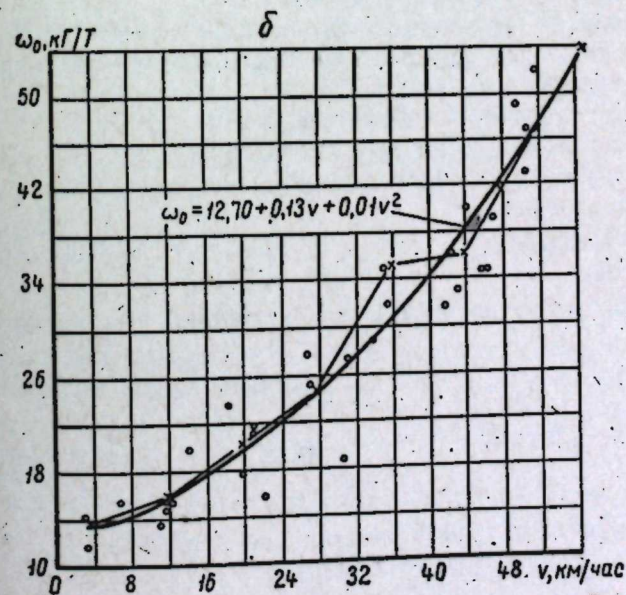
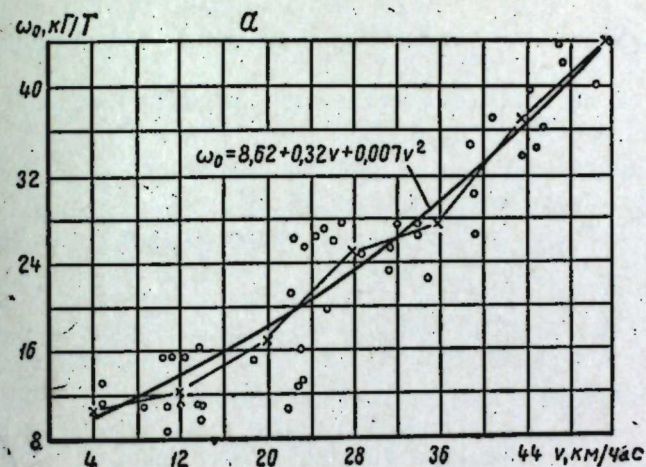


Рис. 27. Эмпирическая и теоретическая линии регрессии зависимости удельного сопротивления движению автосамосвала БелАЗ-540:
а — груженого; б — порожнего.

инерции вращающихся частей автомобиля и силы инерции его массы. Ее можно рассчитать по формуле

$$W_{\text{и}} = \frac{\delta}{g} G j \text{ кг}, \quad (18/1)$$

где δ — коэффициент, учитывающий инерцию вращающихся масс автомобиля;

j — ускорение движения автомобиля, м/сек^2 ;

$g = 9,81 \text{ м/сек}^2$.

Коэффициент инерции вращающихся масс зависит от типа трансмиссии автомобиля. В конструкции современных карьерных автосамосвалов используется гидромеханическая трансмиссия с гидротрансформатором, который обеспечивает надежную работу двигателя, сглаживает влияние динамических нагрузок, возникающих в трансмиссии, что способствует увеличению срока их службы. Этот коэффициент для автосамосвалов с гидромеханической трансмиссией может быть определен по формуле

$$\delta = 1 + \frac{g}{G_a + G_r} \sum \frac{I_{\text{к}}}{R_{\text{к}}^2} + \frac{I_{\text{с}} i_{\text{кп}} i_0 \eta_{\text{т}} \eta_{\text{кв}} g}{(G_a + G_r) R_{\text{кв}}^2}, \quad (19/1)$$

где $R_{\text{кв}} = R_{\text{к}} = 0,78 \text{ м}$ для БелАЗ-540;

$I_{\text{к}}$ — момент инерции ведомого колеса, $\text{кгм} \cdot \text{сек}^2$;

$I_{\text{с}}$ — суммарный крутящий момент двигателя и гидротрансформатора, $\text{кгм} \cdot \text{сек}^2$;

G_a — вес порожнего автомобиля, кг ;

G_r — вес полезного груза в автомобиле, кг ;

$i_{\text{кп}}$ — передаточное число коробки передач, для БелАЗ-540 $i_{\text{кп}}$ равно:

Передача	1	2	3	Задний ход
$i_{\text{кп}}$	2,46	1,43	0,70	1,60

i_0 — передаточное число главной передачи,

Степень	I	II
i_0	3,166	5,100

$\eta_{\text{т}} = 0,85 \div 0,9$ — к. п. д. трансмиссии без учета гидротрансформатора;

$\eta_{\text{кв}}$ — к. п. д. ведущего колеса, равный $0,7-0,9$;

$K_{\text{т}}$ — коэффициент трансформации; для БелАЗ-540 $K_{\text{т}} = 3,72$.
Сопротивление от подъема (уклона)

$$W_1 = G \sin \alpha \text{ кг}, \quad (20/1)$$

где α — угол подъема трассы автодороги, град.

Учитывая малые углы подъема карьерных автодорог, при которых $\sin \alpha = \tan \alpha = i$, можно написать:

$$W_1 = G i \text{ кг}, \quad (21/1)$$

где i — величина уклона, представляющая собой десятичную дробь.

Сопротивление движению автомобиля на криволинейных участках дорог незначительно. Его целесообразно рассчитывать при работе автосамосвалов в условиях сложных трасс и коротких расстояний транспортирования.

Сопротивление по кривой

$$W_{\text{к}} = G \cdot 0,03 \cdot \frac{200 - R}{200} \text{ кг}, \quad (22/1)$$

где R — радиус кривой, м .

Для практических целей суммарное сопротивление движению автосамосвала определяется по уравнению

$$W = G(f \pm i) + q F v^2 \text{ кг}. \quad (23/1)$$

II. Сила тяги. Уравнение движения автосамосвала.

Сила тяги, которую развивает двигатель автомобиля, может рассматриваться как индикаторная, касательная и сила тяги на крюке.

Индикаторная сила тяги — это сила, развиваемая непосредственно двигателем.

Касательная сила тяги — сила тяги на ободе ведущих колес, которая определяется по формуле

$$F_{\text{к}} = \frac{270 N_{\text{дв}}}{v} \eta \text{ кг}, \quad (24/1)$$

где $N_{\text{дв}}$ — эффективная мощность двигателя, л. с. ;

v — скорость движения автомобиля, км/ч ;

η — к. п. д. передачи, для автосамосвалов с гидротрансмиссией, $\eta = 0,8 \div 0,85$.

Сила тяги на крюке определяется уравнением

$$F_{\text{кр}} = F_{\text{к}} - G_{\text{сц}}(f \pm i) \text{ кг}. \quad (25/1)$$

Движение автомобиля в карьере будет обеспечено при условии

$$F_{\text{сц}} > F_{\text{к}} > W,$$

где $G_{\text{сц}}$ — сцепной вес автомобиля, равный $0,55-0,7$ веса автомобиля в зависимости от его вида и конструкции, т ;

$F_{\text{сц}}$ — сила сцепления ведущих колес автомобиля с дорогой,

$$F_{\text{сц}} = G_{\text{сц}} \phi \text{ т},$$

ϕ — коэффициент сцепления колес с дорогой

Для современных отечественных автосамосвалов сцепной вес равен:

	Порожнего	Груженого
КрАЗ-256	7,60	16,90
МАЗ-525	12,50	31,40
БелАЗ-540	10,86	32,40
БелАЗ-548	14,80	45,40
БелАЗ-549	29,30	88,00

При расчетах параметров карьерного автотранспорта используются коэффициенты сцепления, приведенные в табл. 30. Следует от-

Таблица 30. Коэффициенты сцепления для дорог различных типов и в разных состояниях

Тип дороги	Состояние дорожного покрытия		
	сухое	мокрое	загрязненное
Главные откаточные дороги			
Щебеночное шоссе с поверхностной обработкой	0,75	0,50	0,40
Булыжная мостовая	0,70	0,40	0,35
Брусчатая мостовая	0,65	0,40	0,30
Асфальтовое шоссе	0,70	0,40	0,25
Асфальто-бетонное и бетонное шоссе	0,70	0,45	0,30
Временные забойные и отвальные дороги			
Забойные укатанные заезды	0,60	0,40—0,50	—
Отвальные укатанные заезды	0,40—0,50	0,20—0,30	—

метить, что на обледенелых дорогах, особенно во время таяния, коэффициент сцепления снижается до 0,15—0,19. По экспериментальным данным, полученным на Сарбайском карьере, для БелАЗ-540 коэффициент сцепления равен:

Сухие магистральные щебеночные дороги	0,614
Влажные магистральные щебеночные дороги	0,430
Забойные дороги в удовлетворительном состоянии	0,546

Уравнение движения автомобиля, применяемое для расчетов параметров карьерного транспорта:

$$\frac{F_k - W_v}{G} = \omega \pm i \pm j, \quad (26/1)$$

Если $\frac{F_k - W_v}{G} = D$, тогда $D = \omega \pm i \pm j$ кг/кг,

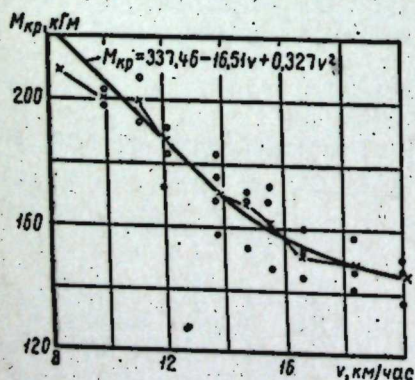


Рис. 28. Зависимость $M_{кр}$ от скорости автосамосвала БелАЗ-540.

где D — динамический фактор, характеризующий данную марку автомобиля;

ω — удельное сопротивление качению, кг/т;

j — отношение ускорения автомобиля к ускорению силы тяжести, для БелАЗ-540 $j = 0,10 \div 0,18$.

Динамическая характеристика БелАЗ-540 построена на основании экспериментальных замеров его работы в карьерных условиях (рис. 28). Исходя из нее, определяем предельно допустимый уклон для машин этого типа:

$$i_{\max} = \frac{F_k}{G} - \omega_0 = \frac{270 N_{ав} \eta_r \eta_{кв}}{Gv} - \omega_0. \quad (27/1)$$

Наибольший уклон для автопоездов

$$\frac{F}{G + nq} = \omega_0 \pm i + j = D_1, \quad (28/1)$$

где n — число прицепов;

q — вес прицепа, т;

D_1 — динамический фактор автопоезда.

Аналогично $i_{\max} = D - \omega_0$.

Величина наибольшего уклона из условия безопасности движения определяется по формуле

$$i_{\max} = \frac{v^2}{Gv^2 - 2g(S_v - t_n v - l_{зап})}, \quad (29/1)$$

$$\frac{\mu_r}{R_k} \lambda + G(1 - \lambda)$$

где μ_r — тормозной момент автомобиля, кгм;

R_k — радиус качения, м;

S_v — расстояние видимости дороги, м;

$l_{зап}$ — запас длины остановочного пути, равный длине автосамосвала, м;

t_n — предтормозное время, сек.

III. Торможение автомобиля.

При спуске автомобиля в карьер возможны три режима;

а) с работающим двигателем (рабочий режим), б) с выключенным двигателем (режим холостого хода), в) с действующими тормозами (режим торможения).

Уравнение движения в рабочем режиме:

$$D = \frac{F_k - W_v}{G} = \omega - i + j_1 \text{ кг/кг}. \quad (30/1)$$

Отсюда относительное ускорение движения

$$j_1 = D - \omega + i > 0 \text{ м/сек}^2, \quad (31/1)$$

т. е. автомобиль движется ускоренно.

Движение автомобиля в режиме холостого хода описывается уравнением

$$D = \frac{W_v}{G} = \omega - i + j_2 \text{ кг/кг}, \quad (32/1)$$

$$j_2 = -\frac{W_v}{G} - \omega + i \text{ м/сек}^2. \quad (33/1)$$

В зависимости от величины уклона дороги движение автосамосвала в режиме холостого хода может быть замедленным и ускоренным.

Движение автомобиля в режиме торможения происходит при выключенном двигателе и действующих тормозах с силой B_r . Замед-

ление автомобиля характеризуется величиной B_r , которая должна удовлетворять условию: $B_r < f \cdot P_r$, где P_r — нагрузка на тормозные колеса. Уравнение движения для этого режима:

$$D = -\frac{W_n}{G} = \omega - i - j_3 + \frac{B_r}{G} \text{ кг/кг.} \quad (34/1)$$

Замедление

$$j_3 = \frac{B_r + W_n}{G} + \omega - i \text{ м/сек}^2. \quad (35/1)$$

При этом длина тормозного пути

$$S = \frac{v_1^2}{2g \left(\frac{B_r}{G} + \frac{W}{G} + \omega \pm i \right)} \text{ м,} \quad (36/1)$$

где v_1 — скорость движения автосамосвала до начала торможения.

С учетом влияния инерции вращающихся колес и неточности регулирования тормозов формула примет вид:

$$S = \frac{\delta v_1^2}{29,81(0,95f + \omega_0 \pm i)} \text{ м.} \quad (37/1)$$

Для практических расчетов без учета силы сопротивления воздуха

$$S = \frac{\delta v_1^2}{29,81(0,95f + \omega \pm i)} \text{ м.} \quad (38/1)$$

Расчет длины тормозных путей для современных автомобилей требует учета влияния их веса

$$S = \frac{Gv^2}{2g \left[\frac{W_r}{R_k} \lambda + Gf(1 - \lambda) \pm Gi \right]} \text{ м,} \quad (39/1)$$

где λ — коэффициент, определяющий степень проскальзывания заторможенных колес; для груженых автосамосвалов $\lambda = 0,90 \div 0,95$, для порожних $\lambda = 0,65 \div 0,80$;

v_k — окружная скорость заторможенного колеса.

По паспортным данным, тормозной путь БелАЗ-540 с полной нагрузкой при движении по горизонтали со скоростью 30 км/ч не должен превышать 15 м. Нами установлено, что тормозной путь БелАЗ-540 на Сарбайском карьере при такой скорости движения составляет (в м):

на щебеночной горизонтальной дороге	16—19,8
на асфальтовом шоссе	18,2—21
на щебеночном магистральном съезде	45,8—60

при $i = 8\%$.

IV. Эксплуатационно-технические расчеты

Вес карьерного автосамосвала с грузом по тяговым условиям определяется из уравнения

$$G = \frac{F_k}{\omega_0 \pm i} \text{ т.} \quad (40/1)$$

Грузоподъемность автосамосвала

$$G_r = \frac{F_k}{\omega_0 \pm i} - G_a \text{ т,} \quad (41/1)$$

где G_a — собственный вес автосамосвала, т.

Вес груза в кузове автосамосвала из условия полного использования грузоподъемности

$$G_r = q \frac{K_n}{K_p} \gamma \sqrt{\frac{nK_n}{q \frac{K_n}{K_p} \gamma K_r} \left(t_0 K_s + \frac{L_r}{v} K_a + t_p K_a \right)} \text{ т,} \quad (42/1)$$

где q — емкость ковша экскаватора, м³;

K_n — коэффициент наполнения ковша;

K_p — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;

γ — объемный вес породы, т/м³;

K_n — коэффициент использования экскаватора во времени;

K_r — годовые расходы на содержание автосамосвала, отнесенные к 1 т грузоподъемности;

t_0 — время обмена автосамосвалов у экскаватора, ч;

K_s — годовая стоимость содержания одного экскаватора, тыс. руб.;

L_r — расстояние транспортирования, км;

K_a — годовые затраты на автосамосвал, не зависящие от грузоподъемности;

t_p — время маневров и разгрузки автосамосвала, ч.

Вес автопоезда определяется по уравнениям:

а) при движении на подъем

$$G_n = \frac{F_k - P(\omega_0' + i)}{\omega_0' + i} \text{ т,} \quad (43/1)$$

б) при движении под уклон

$$G_n = \frac{F_k - P(\omega_0' - i)}{\omega_0' - i} \text{ т,} \quad (44/1)$$

где G_n — полный вес буксируемого поезда, т;

P — собственный вес тягача, т;

ω_0' — удельное сопротивление движению прицепов по горизонтальной дороге, кг/т;

ω_0'' — удельное сопротивление движению тягача как повозки на горизонтальной дороге, кг/т.

V. Расчет скоростей движения автомобилей.

Скорость движения автосамосвала может быть получена по графику динамической характеристики автосамосвала. При отсутствии динамической характеристики скорость движения автосамосвала определяется по формулам:

$$а) v_p = \frac{270 N}{G(f \pm i)} \eta \text{ км/ч,} \quad (45/1)$$

где N — мощность двигателя, л. с.;

η — к. п. д. передачи, для БелАЗ-540 $\eta = 0,85$.

Эта формула не учитывает сопротивление воздуха, поэтому ее удобно использовать до скорости 15 км/ч;

$$b) v = \sqrt{\frac{N_{ав} \eta_t \eta_{кв}}{K(G_a + G_r)}} \text{ км/ч,} \quad (46/1)$$

где K — фактор сопротивления выбега, л. с. $ч^2/ткм^2$;

G_r — вес груза, т.

Наибольшая скорость автосамосвала в карьере не должна превышать предельно допустимой скорости по условиям безопасности движения

$$v_{без} = d \left(\frac{B_r}{G} + \frac{W_n}{G} + \omega \pm i \right) + \sqrt{t_n^2 + \frac{2(S_n - l_{зан})}{g \left(\frac{B_r}{G} + \frac{W_n}{G} + \omega \pm i \right)}} - t_n \text{ м/сек,} \quad (47/1)$$

или

$$v_{без} = \frac{g \left[\frac{\mu_r}{R_k} \lambda + Gf(1 - \lambda) \pm Gl \right]}{G} + \sqrt{t_n^2 + \frac{2G(S_n - l_{зан})}{g \left(\frac{\mu_r}{R_k} \lambda + Gf(1 - \lambda) \pm Gl \right)}} - t_n \text{ м/сек.} \quad (48/1)$$

Безопасная скорость движения на кривых

$$v_{без} = \sqrt{gR(f' \pm i_n)} \text{ м/сек,} \quad (49/1)$$

где $g = 9,81 \text{ м/сек}^2$;

R — радиус поворота дороги, м;

i_n — уклон виража; принимается от 0 до 6%;

$f' = 0,30$ — коэффициент бокового скольжения (сцепления) колес по дороге.

Для расчетов времени транспортного цикла используются среднетехнические скорости движения. Общая среднетехническая скорость рейса

$$v_{ср} = \frac{L_0}{t_0} = \frac{L_{rp} + L_n}{t_{rp} + t_n} \text{ м/сек.} \quad (50/1)$$

Когда расстояние транспортирования в грузе и порожняковом направлениях различно, определяется приведенная среднетехническая скорость движения

$$v_{пр} = \frac{v_n v_{rp}}{v_{rp} + \beta(v_n - v_{rp})} \text{ м/сек,} \quad (51/1)$$

где β — коэффициент использования пробега;

v_n, v_{rp} — среднетехнические скорости движения порожнего и грузевого автосамосвала.

VI. Производительность автосамосвалов и автопоездов.

Время транспортного цикла равно:

$$T_{ц} = t_n + t_{rp} + t_n^p + t_m^p + t_d^p + t_d^r, \quad (52/1)$$

где $T_{ц}$ — общее время цикла;

t_n — продолжительность погрузки,

$$t_n = t_{cn} n_k + t_n^p,$$

t_{cn} — время цикла экскаватора;

n_k — количество ковшей, загружаемых в кузов автосамосвала;

t_m^p, t_{rp}^p — время маневров при погрузке и разгрузке автосамосвала;

t_{rp}^p — время разгрузки;

$$t_{rp}^p = t_{rp}^p + t_{под} + t_{оп} + t_{ож} \text{ ч,}$$

$t_{под}$ — время подъема кузова;

$t_{оп}$ — время опускания кузова;

$t_{ож}$ — время ожидания при разгрузке;

t_d^p — время движения автосамосвала в порожняковом направлении;

t_d^r — время движения автосамосвала в грузовом направлении.

Техническая производительность автосамосвала

$$Q_{ч} = \frac{G_r \gamma \beta v}{l_{rp} + v \beta T_{np}} \text{ т/ч,} \quad (53/1)$$

где v — средняя приведенная скорость, км/ч;

T_{np} — время погрузочно-разгрузочных операций, ч.

Производительность автопоезда, состоящего из n транспортных единиц,

$$Q_{ч} = \frac{qn \gamma \beta v}{l_{rp} + v \beta T_{np}} \text{ т/ч,} \quad (54/1)$$

где q — грузоподъемность прицепа.

Эксплуатационная производительность в час сменного времени

$$Q_r = \frac{G_r \gamma \beta v}{L_{rp} + v \beta T_{np}} K_v \text{ т/ч,} \quad (55/1)$$

где K_v — коэффициент использования автосамосвала во времени.

Сменная производительность

$$Q_{см} = Q_{ч} T_{см} \text{ т/смену,} \quad (56/1)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч.

Суточная производительность

$$Q_{сут} = Q_{см} n \text{ т/сутки,} \quad (57/1)$$

где n — число смен в сутки.

$$Q_{год} = Q_{сут} N \text{ т/год,} \quad (58/1)$$

где N — число рабочих дней автомобиля в году.

VII. Расчет потребного количества автосамосвалов в карьере.

Потребное количество автосамосвалов для одного экскаватора выражается отношением

$$N = \frac{Q_n^3}{Q_n} \quad (59/1)$$

где Q_n^3 — часовая производительность экскаватора;

Q_n — часовая производительность автосамосвала.

Производительность экскаватора можно представить так:

$$Q_n^3 = \frac{q_0 E}{Et + q_0 t_0} \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (60/1)$$

где q_0 — фактический объем породы в ковше, м^3 ;

t_0 — перерыв в работе экскаватора при подаче под погрузку очередного автомобиля, ч ;

E — емкость кузова автомобиля, м^3 ;

t — время цикла экскаватора.

Часовая производительность автосамосвала при $\beta \approx 0,5$

$$Q_n = \frac{0,5 E v}{t_{\text{гр}} + 0,5 v \left(\frac{E}{q_0} t + t_{\text{разгр}} + t_{\text{ож}} \right)} \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (61/1)$$

Отсюда потребное количество автосамосвалов для обслуживания одного экскаватора

$$N = \frac{q_0 \left[t_{\text{гр}} + 0,5 v \left(\frac{E}{q_0} t + t_{\text{разгр}} + t_{\text{ож}} \right) \right]}{0,5 v (Et + q_0 t_0)}, \quad (62/1)$$

а для всех экскаваторов в карьере

$$\Sigma N = N_1 + N_2 + N_3 + \dots + N_n$$

где n — количество одновременно работающих экскаваторов.

Исходя из заданной суточной производительности карьера $P_{\text{сут}}$ и производительности автосамосвала, потребное количество автосамосвалов в сутки будет

$$N_p = \frac{k P_{\text{сут}}}{Q_{\text{сут}}}, \quad (63/1)$$

где k — коэффициент неравномерности погрузки.

Тогда списочное количество автосамосвалов для обеспечения производительности карьера будет равно

$$N_{\text{сп}} = \frac{N_p}{\sigma_r}$$

где σ_r — коэффициент технической готовности парка.

VIII. Стоимость перевозки автотранспортом.

Стоимость транспортирования 1 т горной массы автомобилями равна сумме транспортных и дорожных расходов.

Транспортная составляющая стоимости перевозки 1 т горной массы равна

$$S_r = \frac{S_{\text{пер}} L + S_{\text{пост}} T}{Q} \text{ руб}/\text{т}, \quad (64/1)$$

где $S_{\text{пер}}$ — переменные расходы, руб.;

$S_{\text{пост}}$ — постоянные расходы, руб.;

T — расчетный период времени, ч ;

L — пробег автосамосвала за расчетный период, км ;

Q — производительность автосамосвала в тоннах; для расчета стоимости 1 ткм перевозок производительность должна определяться в тонна-километрах.

При расчетах стоимости перевозки 1 т и 1 ткм в течение смены с учетом расстояния транспортирования рекомендуется пользоваться формулами:

$$S_r = \frac{\frac{L}{\beta} \left(S_{\text{пер}} + \frac{S_{\text{пост}}}{v k_n} \right) + S_{\text{пост}} \frac{t_{\text{пр}}}{k_n}}{G_r k_3} \text{ руб}/\text{т}, \quad (65/1)$$

$$S_{\text{ткм}} = \frac{\frac{L}{\beta} \left(S_{\text{пер}} + \frac{S_{\text{пост}}}{v k_n} \right) + S_{\text{пост}} \frac{t_{\text{пр}}}{k_n}}{L_{\text{гр}} G_r k_3} \text{ руб}/\text{ткм}, \quad (66/1)$$

где L — расстояние транспортирования, км ;

v — среднетехническая скорость движения автомобиля, $\text{км}/\text{ч}$;

G_r — грузоподъемность автосамосвала, т ;

$t_{\text{пр}}$ — суммарное время простоя автосамосвала в течение рейса, ч ;

k_n — коэффициент использования автосамосвала в течение смены;

k_3 — коэффициент загрузки автосамосвала.

Дорожная составляющая стоимости транспортирования может быть определена по формуле

$$S_d = LM \left[\frac{A}{B_n} + \left(\frac{k_p}{B_k} + \frac{C_p}{B_c} \right) \left(1 + \frac{2k_r}{k_3} \right) + \frac{E}{b} \right] \text{ руб}/\text{т}, \quad (67/1)$$

где M — ширина дороги, м ;

L — длина дороги, м ;

A — стоимость строительства 1 м^2 дороги, руб.;

k_p , C_p — стоимость капитального и текущего ремонтов 1 м^2 дороги, руб.;

E — ежегодные расходы на текущий ремонт и содержание 1 м^2 дороги, руб.;

B_n — суммарный вес груза, перевозимого по дороге;

B_k , B_c — работоспособность дорожного покрытия, соответственно, до капитального и среднего ремонтов, в брутто тоннах;

b — годовая напряженность движения в нетто тоннах;

k_r — коэффициент тары автосамосвала;

k_3 — коэффициент загрузки автосамосвала.

Для определения стоимости транспортирования по элементам за-

трат можно пользоваться следующими зависимостями, в качестве примера приводимыми для дизель-электрических машин.

Заработная плата водителя на 1 ткм

$$S_3 = \frac{a_1 T_{11}}{L_{rp} G_r} \text{ руб/ткм}, \quad (68/1)$$

где a_1 — часовая заработная плата с начислениями, руб.;

$T_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла (рейса), ч;

$L_{\text{тр}}$ — длина транспортирования в грузовом направлении, км;

G_r — грузоподъемность автосамосвала, *т.*

Затраты на реновацию, ремонт автомобиля и износ шин на 1 ткм

$$S_p = \frac{k_1 AG_a}{Z_1 G_r} + \frac{k_2 BN}{Z_2 G_r} + \frac{B_1 \varphi_{III}}{Z_{III} G_r} + \frac{k_2 DN_d}{Z_4 G_r} \text{ руб/ткм}, \quad (69/1)$$

где A — стоимость 1 т конструктивной массы автомобиля,
руб.;

B — стоимость 1 квт мощности электрооборудования, руб.;

N — мощность электродвигателей, кВт;

N_d — мощность вспомогательного двигателя, *квт*;

B_1 — стоимость комплекта шин, руб.;

D — стоимость 1 квт мощности дизеля, руб.;

$Z_T, Z_3, Z_{ш}, Z_d$ — соответственно, сроки службы дизель-электрического самосвала, его электрооборудования, шин и дизеля, км;

k_7, k_8, k_9 — соотношения реновации и ремонтов дизель-электрического самосвала, электрооборудования и дизеля;

$\Phi_{\text{ш}}$ — коэффициент интенсивности износа шин.

Стоимость электрической энергии на 1 ткм

$$S_3 = \frac{2,72 \sigma}{1000} \left[\frac{(1+\lambda)(W_c+i)}{\eta_0} + \lambda \eta_0 (W_c - i) \right] \text{ руб/ткм}, \quad (70/1)$$

где W_c — основное сопротивление движению, включающее в себя сопротивление воздушной среды, кг/т;

λ — коэффициент тары автомобиля;

σ — стоимость 1 квт.ч энергии, руб.;

η_0 — общий к. п. д. автомобиля.

Стоимость дизельного топлива на 1 *ткм*

$$S_1 = S_0 q (1 + 2\lambda) \text{ руб/ткм}, \quad (71/1)$$

где S_0 — стоимость 1 кг дизельного топлива, руб.;

q — удельный расход дизельного топлива на 1 т полного веса машины при движении на 1 км, кг.

ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЙ ТРАНСПОРТ

Внедрение моторвагонной тяги на карьерном транспорте

Перспективы развития открытых горных работ характеризуются увеличением мощности горнодобывающих предприятий, глубины карьеров и интенсивным использованием высокопроизводительного горного оборудования.

В соответствии с общим уровнем развития горной техники происходит и совершенствование транспортных средств. На новом этапе в развитии открытых горных работ предъявляются особые требования к техническим средствам транспорта как одного из главных звеньев технологического процесса. Эти требования заключаются прежде всего в необходимости совершенствования тяговых средств карьерного транспорта, которые должны быть способны обеспечить перевозку больших объемов горной массы с глубоких горизонтов при крутых уклонах железнодорожных съездов. Новые транспортные средства должны обеспечивать снижение трудоемкости и стоимости транспортного процесса, а также высокоэффективное использование основного горного оборудования.

Одним из главных направлений совершенствования тяговых средств карьерного железнодорожного транспорта является создание и внедрение тяговых агрегатов, состоящих из электровозов управления и моторных думпкаров. Идея их создания получила развитие практически одновременно с внедрением электрической тяги на открытых горных работах, т. е. 15—20 лет назад, и прошла три этапа: проектные разработки конструкций моторных вагонов, приближенное обоснование их эффективности и области применения (1948—1957 гг.); создание и испытание опытных образцов моторных вагонов на горнодобывающих предприятиях — Коркинском, Магнитогорском, Соколовском и Сарбайском карьерах (1957—1964 гг.); изготовление промышленных образцов тяговых агрегатов, начиная с 1965 г., когда на карьеры начали поступать тяговые агрегаты постоянного и переменного тока производства ГДР.

В начальный период развития этого вида тяги определились два основных и наиболее характерных направления:

а) моторный вагон рассматривается как самостоятельная тяговая и грузонесущая единица — самоходный «вагон-самосвал». В этом случае поезд должен был формироваться из моторных вагонов или же из секций. Каждая секция включала моторный вагон и один или несколько обычных вагонов;

б) моторный вагон рассматривается как часть тягового агрегата, включающего электровоз управления и один или несколько моторных вагонов¹. В этом случае состав формируется из обычных вагонов, ведет его тяговый агрегат, а моторные думпкары, входящие в тяговый агрегат, дополнительно перевозят определенное количество полезного груза.

С точки зрения технологических требований первый вариант обладает большим преимуществом, так как поезд можно формировать из ряда секций, добавляя или сокращая их количество в зависимости от необходимого по технологии веса поезда. Это весьма важно, поскольку горнотехнические условия на различных карьерах многообразны и изменяются даже в процессе отработки отдельного карьера.

Рациональная весовая норма поездов зависит от горнотехнических, горногеологических, климатических условий, типа основного оборудования, производительности, глубины карьера. Поэтому экономически целесообразным является не только выбор рационального веса поезда для какого-либо карьера в целом, но и изменение его во времени в процессе отработки данного месторождения.

Однако ряд конструктивных проработок в этом направлении показал, что создать «самоходные» думпкары практически очень трудно, в особенности из-за ограниченных возможностей расположения электрического оборудования (на вагоне) по габаритам. С другой стороны, оборудование и специальная аппаратура, располагаемая на таком вагоне, находилась бы под постоянным динамическим воздействием падающих кусков горной массы при загрузке думпкара, что, конечно, снизило бы надежность работы всего агрегата.

Дальнейшие работы выполнялись в направлении создания тяговых агрегатов, состоящих из электровозов управления и моторных вагонов.

Следует отметить, что конструктивные затруднения, возникшие при создании «самоходных» вагонов, были преодолены в зарубежной практике, и в ряде стран были созданы такие вагоны

¹ С. А. Волотковский. Состояние и перспективы научно-исследовательской и конструкторской работы в области карьерного транспорта. Свердловск, 1959.

В. Н. Лозинский. Исследование вопросов электрической тяги на глубоких карьерах. Диссертационная работа на соискание ученой степени канд. техн. наук. Магнитогорск, 1965.

А. О. Спиваковский, М. Г. Потапов, А. В. Андреев. Транспорт на открытых разработках. М., 1962.

грузоподъемностью 20—160 т. Самоходные вагоны¹ с электрическим или дизельным приводом нашли применение в США, Англии, Голландии и других странах.

В США для перевозки руды на дробильную фабрику фирмы «Ishpeming Steel Corporation» используются самоходные электровозы нормальной колесной базы, работающие на постоянном токе. Для управления вагонами при экскаваторной погрузке руды установлена специальная станция.

В Голландии для перевозки руды построен десятиосный электровоз¹ грузоподъемностью 160 т и весом тары 130 т. Управление вагоном производится из кабины. Кузов вагона представляет собой специальный бункер емкостью 58 м³, разделенный на две части перегородкой, в каждой из которых имеются разгрузочные люки с пневмоприводом. Максимальная скорость движения вагона 28,6 км/ч.

В ФРГ выпущены самоходные вагоны с дизельным приводом грузоподъемностью 80 т, емкость кузова 35 м³, вес тары 50 т. На вагоне установлен двигатель мощностью 220 л. с.

В отечественной практике, как указывалось ранее, развитие моторвагонной тяги пошло в направлении создания тяговых агрегатов. На карьерах оно осуществлялось путем переоборудования серийно изготавливаемых электровозов и думпкаров. Питание и управление моторных вагонов осуществлялось с электровоза. На моторном вагоне в таком варианте исполнения устанавливались в основном только тяговые двигатели, а остальное электрическое, вспомогательное оборудование и аппаратура выносились на электровоз управления. Это позволило значительно упростить конструкцию моторного вагона и повысить надежность работы агрегата.

Начиная с 1957 г. на отечественных карьерах был создан и испытан ряд моторных вагонов, которые, несмотря на конструктивные недостатки, подтвердили принципиальную практическую ценность и перспективность данного вида тяги. Опыт их создания, эксплуатации и результаты исследований в этой области были использованы при изготовлении первых промышленных образцов тяговых агрегатов постоянного и переменного тока. С 1965 г. они начали поступать на карьеры. В настоящее время на отечественных карьерах имеется 16 тяговых агрегатов: на ССГОКе два типа EL-2у постоянного тока напряжением 1500 в; на Качканарском ГОКе семь и на Коршуновском пять тяговых агрегатов типа EL-10 переменного тока напряжением 10 кв; на Томьинском угольном разрезе № 7/8 два аналогичных агрегата. Первые испытания, проведенные институтами ВЭЛНИИ, ПромтрансНИИпроект, ДИИТ и другими, позволили установить кон-

¹ Итоги науки и техники (Промышленный транспорт) 1964—1965 гг. М., 1966.

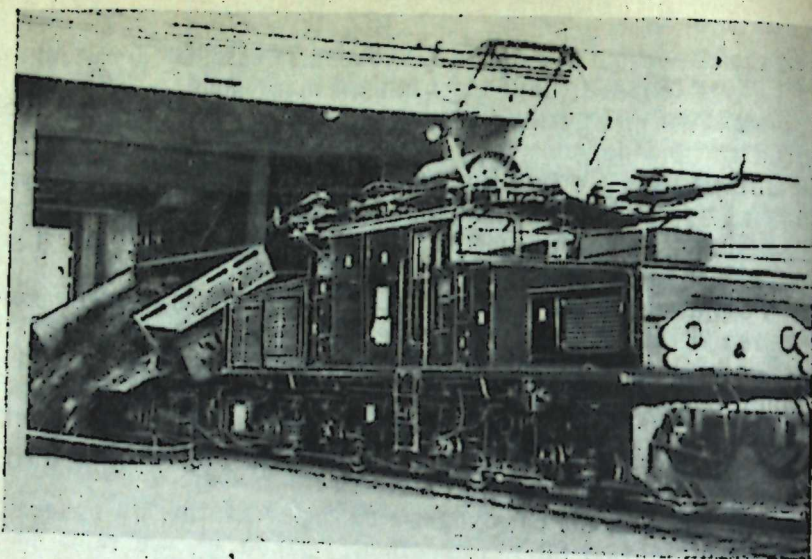


Рис. 29. Тяговый агрегат EL-2y.

структивные недостатки агрегатов и дать рекомендации для их усовершенствования.

Современный этап развития и внедрения моторвагонной тяги карьерного железнодорожного транспорта характеризуется широким промышленным испытанием заводских образцов, доводкой их конструкции и началом серийного изготовления надежных и высокопроизводительных тяговых агрегатов.

Тяговые агрегаты постоянного тока напряжением 1500 в

По заказу Всесоюзного объединения «Машиноимпорт» в конце 1964 г. в СССР были поставлены два тяговых агрегата постоянного тока напряжения 1500 в, изготовленных на заводе им. Ганса Баймлера в Хеннигсдорфе (ГДР). Эти агрегаты (рис. 29) специально предназначены для работы в карьерах. Для промышленных испытаний их направили на Соколовско-Сарбайский ГОК. 13 марта 1965 г. они были пущены в опытный пробег. Поезд состоял из электровоза управления, моторного думпкара и пяти думпкаров грузоподъемностью 100 т. Основные технические данные тягового агрегата приведены ниже.

Основные технические данные электровоза:

Осевая формула	B_0-B_0
Служебный вес	$100 \pm 3\%$
Ширина колеи	1524 мм
Длина по автосцепкам	13820 мм

Наибольшая высота от головки рельса	4950 мм
Наибольшая ширина	3200 мм
Диаметр ведущего колеса (в новом состоянии)	1120 мм
Жесткая база тележки	2500 мм
Полная колесная база	8700 мм
Наименьший радиус проходимой кривой	50 м
Уравнительный фактор (давление на ось)	0,92.
Расположение контактных проводов центральных токоприемников:	
минимальная высота	5000 мм
максимальная высота	6500 мм
Боковых токоприемников:	
расстояние от оси пути	От 2500 до 3200 мм
минимальная высота	4400 мм
максимальная высота	5300 мм
Напряжение контактного провода	1500 в $\pm 20\%$ -30%
Количество тяговых двигателей	4
Часовая мощность тяговых двигателей при 25°С и постороннем охлаждении	4 × 350 кат
Длительная мощность тяговых двигателей при 25°С и постороннем охлаждении	4 × 290 кат
Сила тяги при часовой мощности	16,5 т
Скорость при часовой мощности	30 км/ч
Максимальная пусковая сила тяги	30 т
Максимальная скорость	65 км/ч
Управление	Контакторное
Количество экономических ходовых позиций	3
Электрический тормоз	Реостатный
Пневматический тормоз Матросова	—

Основные технические данные моторного думпкара:

Осевая формула	B_0-B_0
Конструктивный вес	75 т
Грузоподъемность	45 т
Полный вес (груженого)	120 т
Ширина колеи	1524 мм
Длина по автосцепкам	13820 мм
Высота опрокидывающегося кузова от головки рельса	3280 мм
Наибольшая ширина	3530 мм
Жесткая база тележки	2500 мм
Наименьший радиус проходимой кривой	50 м
Уравнительный фактор (давление на ось)	0,92
Количество тяговых двигателей	4
Часовая мощность тяговых двигателей при 25°С без постороннего охлаждения	4 × 340 кат
Длительная мощность тяговых двигателей при 25°С без постороннего охлаждения	4 × 250 кат
Сила тяги при часовой мощности	16 т
Скорость при часовой мощности	30,5 км/ч
Максимальная скорость	65 км/ч

Основные технические данные электровоза с моторным думпкаром:

Общий вес (порожного)	175 т
Длина по автосцепкам	27640 мм
Полная колесная база	22520 мм

Количество тяговых двигателей	8
Общая часовая мощность тяговых двигателей	2760 кВт
Общая сила тяги при часовой мощности	32,5 т
Скорость при часовой мощности	30 км/ч
Максимальная пусковая сила тяги	60 т

Тяговой агрегат состоит из электровоза управления и одного моторного думпкара. В качестве электровоза управления использован серийно изготавливаемый электровоз EL-2 сцепным весом 100 т, оборудованный специальной аппаратурой для управления моторным думпкаром. В кабине электровоза установлено электрооборудование управления моторным вагоном и электровозом.

Моторный думпкар представляет собой саморазгружающийся вагон сварной конструкции, оборудованный тяговыми двигателями. Питание тяговых двигателей осуществляется от электровоза управления.

Электровоз управления предназначен только для работы с моторным думпкаром и не оборудован для работы по системе многих единиц. Механическая часть электровоза управления в основном такая же, как и у серийного электровоза EL-2, за исключением кузова, изменение которого вызвано увеличением количества и новой компоновкой оборудования. Тележки электровоза двухосные сварной конструкции.

Рессоры расположены так, что передняя тележка электровоза является статически неуравновешенной, а задняя — статически уравновешенной. Неуравновешенное опирание передней тележки достигается за счет специального расположения продольных балансиров, соединяющих надбуксовые рессоры. Рабочая длина листовых рессор 1250 мм. Для смягчения мелких ударов на электровозе имеются цилиндрические винтовые пружины из стальной проволоки диаметром 45 мм.

Подрессоренный вес электровоза 76 т, неподрессоренный 24 т. Уравновешивание нагрузки на оси достигается автоматически за счет статически определенного опирания электровоза и одноостроного расположения тяговых двигателей относительно середины электровоза, а также за счет межтележечного соединения.

Тяговое усилие от двигателей передается внутри тележек через колесные пары, буксы, буксовые направляющие и раму передней тележки на межтележечное соединение, а также через раму задней тележки на ударно-тяговые приборы.

Колесные пары расположены в осевых буксах скользящего типа с автоматической циркуляцией смазки. На тележках установлены также тормозные цилиндры, элементы рычажной передачи с тормозными колодками и песочницы. Тяговые двигатели с одной стороны опираются моторно-осевыми подшипниками на ось электровоза, с другой стороны соединены с тележкой при помощи амортизирующих подвесок.

Кузов электровоза с кабиной управления и скосами выполнен в виде сварной конструкции. Опирается он на обе тележки по-

средством двух несущих центральных и четырех боковых пружинных опор.

Кабина управления расположена в середине электровоза и имеет два пульта управления с аппаратами и приборами для обслуживания и контроля работы агрегата. На внутренних боковых стенках кабины расположены шкафы с контакторами, доступ к которым возможен как с наружной, так и с внутренней части. В скосах расположены вспомогательные машины и пуско-тормозные сопротивления.

Для принудительной вентиляции тяговых двигателей электровоза используют два агрегата, расположенных по одному в каждом скосе. Производительность вентилятора типа V-335 140 м³/мин.

Охлаждение пуско-тормозных сопротивлений, расположенных в заднем скосе, осуществляется с помощью четырех вентиляционных агрегатов, расположенных в центре скоса между сопротивлениями.

В каждом скосе, кроме того, расположены два главных автоматических выключателя, контакторы вспомогательного оборудования, умформер, демпферные сопротивления вспомогательных машин и шкаф с высоковольтными предохранителями.

Электровоз оборудован непрямодействующим автоматическим тормозом, прямодействующим вспомогательным тормозом, а также электрическим реостатным и ручным тормозами. Реостатный тормоз предусмотрен для всех тяговых двигателей агрегата и рассчитан на ограничение скорости движения поезда весом 600 т на уклоне до 30‰ при тормозном усилии 15 т. Максимальная установившаяся скорость при использовании реостатного тормоза составляет 30 км/ч.

Питание пневматической системы осуществляется от двух компрессоров типа 2V-100/145 производительностью по 150 м³/ч при противодавлении 9 кг/см². В качестве привода компрессоров используются электродвигатели мощностью 21 кВт типа GNM-3228a^{1/2}.

Для токосъема электровоз оборудован двумя центральными и двумя боковыми токоприемниками. Силовая цепь тягового агрегата представляет собой две самостоятельные силовые цепи: одна для электровоза управления и вторая для моторного думпкара. Для защиты от перегрузок и коротких замыканий в каждую цепь включен главный автоматический выключатель, а для защиты от перенапряжений служит разрядник напряжений.

Для работы электровоза и моторного думпкара предусмотрены три экономические ходовые позиции: последовательное соединение тяговых двигателей, последовательно-параллельное, параллельное.

Выключатель управления позволяет осуществлять совместную и раздельную работу электровоза и моторного думпкара, причем использование моторного думпкара предусматривается

только при движении с полной нагрузкой, т. е. на участках путей с направляющими или близкими к ним уклонами. В остальных случаях: при движении по горизонтальным или слабонаклонным участкам путей, а также на всех участках трассы с порожним составом — моторный думпкар должен отключаться. Это обусловлено отсутствием на нем принудительной вентиляции тяговых двигателей.

Переключение тяговых двигателей на тормозной режим и изменение направления движения производится с помощью тормозного переключателя и реверсора. Коммутационная аппаратура предусмотрена отдельно для электровоза управления и моторного думпкара и расположена в кабине управления.

Для питания цепей тока управления, номинальное напряжение которых составляет 48 в, на электровозе установлен умформер и кислотная аккумуляторная батарея, зарядка которой производится с помощью автоматического регулятора зарядки.

Все оборудование управления для электровоза и моторного думпкара расположено на электровозе.

Моторный думпкар состоит из двух тележек, нижней рамы и кузова с разгрузочным устройством. Тележки аналогичны тележкам электровоза управления. На них установлены автосцепки и листовые рессоры, межтележечное сочленение, тормозные цилиндры и тяговые двигатели.

Нижняя рама служит для установки кузова, четырех разгрузочных цилиндров и части пневматического и электрического оборудования думпкара. Состоит она из хребтовой балки, симметрично расположенных поперечных балок и посредством четырех боковых опор опирается на обе тележки.

Кузов думпкара состоит из верхней рамы, пола, лобовых стекол и бортов. Пол кузова тройной: нижний — несущая конструкция; средний, состоящий из деревянных брусков, поглощает удары падающих глыб и защищает пол от преждевременного разрушения; верхний сваривают с верхней рамой. На торцовых сторонах — по два телескопических пневматических цилиндра, с помощью которых осуществляется опрокидывание кузова. Разгрузка двухсторонняя, максимальный угол опрокидывания 50°. Цилиндры опрокидывания (производства СССР) подвешены к кронштейнам нижней рамы. Подача воздуха в цилиндры регулируется воздушными распределителями, что позволяет достигнуть плавной разгрузки и сократить расход воздуха.

Электрическое оборудование моторного думпкара состоит из тяговых двигателей типа GBM-350/1500 в, магнитных вентиляторов, устройств освещения, розетки и т. д. Подсоединение тяговых двигателей к клеммным коробкам, расположенным на левой стороне думпкара, произведено отдельно к якорям и обмоткам возбуждения. Тяговые двигатели думпкара принудительного охлаждения не имеют.

Моторный думпкар снабжен электрическим реостатным тор-

мозом, действующим только совместно с электровозом и автоматическим непрямодействующим однокамерным пневматическим тормозом.

Опыт эксплуатации тяговых агрегатов EL-2у.

Основным назначением обоих тяговых агрегатов (№ 401 и 402) являлась транспортировка руды на фабрику. Расстояние доставки составляло 6,1 км, уклон выездной траншеи 40%. Погрузка на складе осуществлялась экскаваторами ЭКГ-8. Состав формировался из пяти думпкаров грузоподъемностью 100 т, его полезный вес с учетом загрузки моторного думпкара равен 550 т, полный вес состава 980 т.

Погрузка производилась за 20—23 мин, разгрузка — за 14—17 мин. Время движения локомотивосостава в груженом и порожнем состоянии в течение рейса составляет 40—50 мин, а время оборота без учета технологических простоев 74—90 мин.

На этом же направлении перевозок используются электровазы EL-1 с составами из четырех думпкаров грузоподъемностью 100 т. Время оборота локомотивосоставов как с тяговым агрегатом, так и с электровозами EL-1 практически равно, хотя время погрузки и разгрузки состава с электровозом EL-1 меньше на 25—30%. Одинаковое время оборота составов обусловлено большим удельным весом простоев поездов, достигающих 20% времени полного оборота, что вызывается высокой интенсивностью движения и недостаточной эксплуатационной надежностью как погрузочно-транспортного оборудования, так и фабрики.

Сменная производительность локомотивосостава с тяговым агрегатом достигает 2800 т, месячная 220 тыс. т, в то время как состав с электровозом EL-1 вывозит в тех же условиях до 2100 т в смену. Среднесменная производительность за 1966 г. тягового агрегата составила 2340 т, что на 28% превышает среднесменную производительность электровоза EL-1. Увеличение производительности тягового агрегата обусловлено увеличением в 1,37 раза полезного веса состава.

В процессе освоения агрегатов время их простоев из-за неисправности систематически снижалось, в связи с чем увеличивалась как продолжительность работы в течение смены, так и количество отработанных машино-смен, что, естественно, увеличивало месячную производительность агрегатов, которая за первый год эксплуатации достигла 210 тыс. т и в дальнейшем повысилась незначительно.

За два года эксплуатации тяговым агрегатом № 401 отработано около 1350 машино-смен и перевезено свыше 2900 тыс. т руды и 110 тыс. м³ вскрыши.

Тяговые агрегаты в период освоения значительное время простаивали в ремонтах. Так, например, агрегат № 402 за первый год эксплуатации находился 14 раз в ремонте: 7 аварийных, 4 ма-

лых периодических, 2 профилактических и 1 большой периодический ремонт. Агрегат № 401 за два года работы прошел 15 ремонтов: 8 профилактических, 5 аварийных, 1 малый и 1 большой периодических.

В процессе профилактических ремонтов агрегата № 401 в основном устранялись неисправности тормозной и опрокидной системы, автосцепок, боковых и центральных токоприемников, компрессоров, мотор-вентиляторов, тяговых двигателей, боковых опор, междетежечного соединения, аккумуляторных батарей, днища кузова моторного думпкара.

При аварийных ремонтах устранялись неисправности системы вентиляции тяговых двигателей, производилась замена автосцепок, изоляторов токоприемников, тяговых двигателей.

За год эксплуатации агрегата № 402 на нем заменено шесть тяговых двигателей, в том числе три из-за пробоя изоляции обмотки якоря и два из-за пробоя изоляции компенсационной обмотки.

На агрегате № 401 за два года заменено четырнадцать тяговых двигателей: шесть из-за проворота малых шестерней, четыре из-за пробоя изоляции компенсационной обмотки, два из-за пробоя изоляции обмотки якоря и два по разным причинам. Характерно, что выход из строя тяговых двигателей из-за пробоя изоляции наблюдается, в основном, в осенний и зимний периоды. Из одиннадцати таких случаев восемь произошло в январе и феврале. Причиной является попадание влаги в тяговые двигатели вместе с охлаждающим воздухом при работе во время снегопадов, метелей, дождей.

Кроме указанных видов ремонта, тяговые агрегаты, как и все поездные электровагоны, ежедневно проходят осмотр на пункте технического осмотра (ПТО). Плановая продолжительность осмотра — полчаса; фактическая нередко достигает полутора часов. На ПТО выполняется ряд небольших по объему ремонтов, наиболее характерные из которых: ремонт центральных и боковых токоприемников, замена шунтов токоприемников, быстросрабатывающего выключателя, регулировка цилиндров и устранение утечек, замена щеткодержателей тяговых двигателей, крепление кожуха зубчатой передачи.

Испытания, проведенные в 1965 г. институтом ПромтрансНИИпроект, а также двухлетний опыт эксплуатации позволили установить эффективность их применения и выявить недостатки конструкции. К основным относятся:

1. Неудачное песочное хозяйство. Чугунные песочные ящики разбиваются кусками породы: трубы практически не защищены ни от продольных, ни от боковых ударов, поэтому быстро выходят из строя; их заменяют резиновыми шлангами. Электропневматические клапаны типа ЕУ-172 недостаточно надежны.

2. Пневматическая схема электровагона не обеспечивает требуемой очистки воздуха от влаги в резервуарах; вследствие по-

падания конденсата в трубы тормозной, опрокидной магистрали и цепи управления перемерзают трубы. Эта схема изменена так, что воздух от компрессоров поступает сначала в главный резервуар, затем во вспомогательный и в напорные магистрали. Конденсат из резервуаров удаляется через специально предусмотренные краны.

3. Недостаточная оснащенность тормозными средствами. Опыт эксплуатации показал, что тормоза электровагона управления недостаточно для удержания груженого поезда на уклоне 40‰, поэтому моторный думпкар дополнительно оборудован действующим тормозом. Изменено сечение труб, подходящих к вспомогательному крану с $\frac{3}{8}$ " до $\frac{1}{2}$ ", что позволило наполнять воздухом тормозные цилиндры моторного думпкара примерно за 15 сек. Нажатие тормозных колодок моторного думпкара при действии вспомогательного тормоза составляет 10 т/ось. Необходимо также оборудовать моторный думпкар ручным тормозом. Кроме того, тормозные башмаки заводского изготовления не приспособлены для установки отечественных профильных тормозных колодок. При пуске в эксплуатацию агрегатов тормозные башмаки были подвергнуты переделке: уменьшены по длине в соответствии с размерами профильной колодки, в средней части вырезано отверстие для крепления колодки, приварены пластины для чеки и др.

4. Необходимо усиление рессорного подвешивания моторного думпкара, так как при движении в груженом состоянии имеет место посадка буксового выреза рамы на буксу и обратный прогиб листовых рессор.

5. Наблюдается интенсивный износ автосцепок между электровагоном и моторным думпкаром. Через 1,5—2 месяца эксплуатации приходится восстанавливать замки, замкодержатели, зев и хвостовики автосцепок. Кроме того, в стяжных ящиках, где размещаются фрикционные аппараты, необходимо иметь более прочную крышку. Устанавливаемый на заводе лист толщиной 2 мм быстро выходит из строя и заменяется плитой толщиной 40 мм, которая предохраняет от выпирания вверх фрикционного аппарата при движении на неровном пути.

Автосцепка типа СА-3 не исключает возможности саморасцепления электровагона и моторного думпкара из-за плохого состояния передвижных путей и при сходах. Это может привести к обрыву электрических кабелей и длительному, трудоемкому их восстановлению. Поэтому крайне необходимы устройства от саморасцепления. На ССГОКе изготовлено и используется такое устройство.

6. Недостаточная производительность и ненадежность в работе компрессоров. От перегрева, вибрации выходят из строя клапаны, обламываются лепестки пластинчатых клапанов, непродолжительное время работают также и муфты соединения компрессора с мотором.

7. Неудовлетворительная схема коммутации в силовых цепях агрегата, допускающая большие колебания тяговых токов при переключении пусковых позиций и в процессе перехода с последовательно-параллельного на параллельное соединение тяговых двигателей.

8. Высокая плотность размещения крышевого оборудования, что приводит к перебросу дуги с токоприемников на тифон, трубки редукционных клапанов, а при повреждениях верхних рам токоприемников — на прожекторы и кожух главного резервуара.

9. Отсутствие принудительного охлаждения тяговых двигателей моторного думпкара приводит к их перегреву и выводит из строя, особенно летом. Моторный думпкар эксплуатируется практически все время во включенном состоянии, так как один электровоз не в состоянии обеспечить требуемых скоростей движения и, соответственно, высокопроизводительной работы поезда.

10. Быстродействующий выключатель открыто расположен в отсеке вместе с компрессорами, вентиляторами, не защищен от попадания пыли, масла, снега, влаги и преждевременно выходит из строя (сгорает). Необходимо предусмотреть его установку в отдельной камере, близкой к герметичной.

11. Габариты моторного думпкара, горная масса в его кузове, надстройки на заднем скосе электровоза значительно ухудшают видимость из кабины, затрудняют наблюдение за путями, сигналами и составом при движении вагонами вперед.

К недостаткам эксплуатационного характера относятся: а) неудачная конструкция и расположение скоростемера на пульте управления; б) отсутствие надежных приборов для измерения температуры тяговых двигателей; в) отсутствие в кабине ящиков для легкого инструмента и спецодежды, вентиляторов для охлаждения кабины в летнее время; г) ненадежная блокировка скосов; д) сильная вибрация кузова электровоза при работе компрессоров и мотор-вентиляторов.

Высокая плотность размещения оборудования и не совсем удачная его компоновка создают ряд неудобств при ремонте:

а) затруднен доступ к реверсорам и нижнему ряду контакторов, пусковым сопротивлениям, аккумуляторной батарее, центральным опорам, тормозным тягам тяговых двигателей № 3 и 4; б) большие трудности и неудобства при ремонте рессорной подвески электровоза, при подъеме кузова думпкара для ревизии опор, при замене ящиков сопротивлений.

Высокий коэффициент тары моторного думпкара. Для получения более существенного эффекта от применения моторных вагонов необходимо увеличение их грузоподъемности и снижения коэффициента тары до 0,7—0,8.

Несмотря на целый ряд указанных недостатков тяговые агрегаты работают достаточно устойчиво и эффективно. Годовой экономический эффект от внедрения каждого тягового агрегата на

Сарбайском руднике только по затратам службы тяги составляет свыше 30 тыс. руб.

Несомненно, что после соответствующих конструктивных усовершенствований, выполненных заводом-изготовителем с учетом опыта эксплуатации, тяговые агрегаты могут со значительным эффектом применяться на карьерном транспорте при напряжении 1500 в. Следует отметить, что агрегаты № 401, 402 были первыми для завода. В моторных вагонах, выпущенных заводом после них, учтен ряд недостатков и приняты другие более надежные конструктивные решения. Применение агрегатов типа EL-2у наиболее перспективно на карьерах средней мощности, с годовыми объемами перевозок до 20—25 млн. т.

Тяговые агрегаты постоянного тока напряжением 3000 в

Агрегат Днепропетровского электровозостроительного завода

Применение системы постоянного тока напряжением 1500 в на крупных карьерах привело к ограничению производительности карьеров по транспортным условиям и малоэффективному использованию мощного горного оборудования. В связи с этим возник вопрос перевода электрической тяги железнодорожного транспорта таких предприятий, как ССГОК, Томь-Усинский карьер № 3/4 и др., на более высокое напряжение.

Проектные работы ряда институтов, а также специальные исследования ПромтрансНИИпроекта, выполненные в 1967 г. и посвященные сравнению системы постоянного и переменного тока, показали экономическую целесообразность применения в определенных условиях системы постоянного тока напряжением 3000 в. По заказу Министерства черной металлургии СССР Днепропетровский электровозостроительный завод с 1968 г. начинает выпуск тяговых агрегатов постоянного тока напряжением 3000/1500 в. Эти агрегаты предназначены для Соколовско-Сарбайского ГОКа, транспорт которого реконструируется с переводом тяги на напряжение 3000 в. Агрегаты могут работать как дом тяги на напряжение 1500 в, так и при напряжении 3000 в, что позволит осуществить перевод без снижения производительности комбината. Основные технические данные агрегата приводятся ниже.

Тяговый агрегат:

Осевая формула	$(2_0-2_0)+(2_0-2_0)+$ $+(2_0-2_0)$
Род тока питающей сети	Постоянный
Номинальное напряжение на токоприемнике	3000/1500 в
Колея	1524 мм

Габариты	368 м
Вес тягового агрегата с груженными моторными думпками	80 м
Минимальный радиус кривых, проходимых при скорости 10 км/ч	65 км/ч
Конструктивная скорость	6120 кВт
При напряжении в контактной сети 3000 в:	67,2 т
мощность агрегата в часовом режиме	30,4 км/ч
сила тяги агрегата в часовом режиме	108 т
скорость агрегата в часовом режиме	81 т
сила тяги при трогании с места	2940 кВт
расчетная сила тяги на руководящем подъеме	32,8 т
При напряжении в контактной сети 1500 в:	16 км/ч
мощность агрегата в часовом режиме	52 т
сила тяги агрегата в часовом режиме	39 т
скорость агрегата в часовом режиме	
сила тяги при трогании с места	
расчетная сила тяги на руководящем подъеме	

Электровоз управления:

Осевая формула	2 ₀ —2 ₀
Давление от оси на рельс	30 т
Сцепной вес	120 т
Мощность в часовом режиме	2040 кВт
Сила тяги в часовом режиме	22,4 т
Скорость в часовом режиме	30,4 км/ч
Расчетная сила тяги на руководящем подъеме	27 т
Сила тяги при трогании с места	36 т
Диаметр колеса	1250 мм

Моторный думпкар:

Осевая формула	2 ₀ —2 ₀
Сцепной вес груженого думпкара	124 т
Давление от оси на рельс	31 т
Грузоподъемность	45 т
Емкость кузова	21 м³
Мощность в часовом режиме	2040 кВт
Сила тяги в часовом режиме	22,4 т
Скорость в часовом режиме	30,4 км/ч
Расчетная сила тяги на руководящем подъеме	27 т
Сила тяги при трогании с места	36 т
Диаметр колеса	1250 мм

Агрегат состоит из электровоза управления на 3000/1500 в и двух моторных думпкаров. Оснащен пневматическим поездным и локомотивным тормозами, электрическим реостатным и магнитно-рельсовым тормозом, а также ручным с приводом на все колесные пары агрегата. Наличие магнитно-рельсового с силой притяжения башмаков к рельсу 8—10 т позволит применять его в карьерах при уклонах путей 60‰.

Специально для этого агрегата заводом создается новый тяговый двигатель мощностью 450 кВт (600 об/мин). Соединение тяговых двигателей при питании от контактной сети с напряже-

нием 3000 в — последовательное и последовательно-параллельное, а при 1500 в — последовательно-параллельное и параллельное.

Система управления агрегатом косвенная, дистанционная. Питание цепей управления осуществляется от генераторов и щелочных аккумуляторных батарей. Напряжение в цепи управления 50 в. Кузов электровоза будочной формы, с двумя скосами и одной кабиной машиниста. Электровоз имеет два поста управления, оборудован поездной радиостанцией типа ЖР-3, автоматической локомотивной сигнализацией, электрическим противобуксовочным устройством, сигнализацией схода с рельсов и др.

Чехословацкие тяговые агрегаты

В Чехословакии на предприятии, выпускающем электровозы (машиностроительные и металлургические заводы «Дубница над Вагом»), выполнена в 1967 г. работа «Технико-экономическое исследование перспективы транспорта на открытых разработках», в которой изложены материалы проектов тяговых агрегатов постоянного тока напряжением 3000 в. Агрегаты формируются из

Таблица 31. Основные технические данные электровозов и моторного думпкара

Показатель	Электровоз МЗЛ—Е	Электровоз МЗЛ—С+В+С	Электровоз МЗЛ—С+В+С+С	Моторный думпкар СМЗ
Колея, мм	1524	1524	1524	1524
Общий вес, т	120	180	240	180
Осевая формула	2 ₀ +2 ₀	2 ₀ +2 ₀ +2 ₀	2 ₀ +2 ₀ +2 ₀ +2 ₀	(1 ₀ +1 ₀ +1) (1 ₀ +1 ₀ +1)
Давление на ось, т	30	30	30	30
Номинальное напряжение контактной сети, в	3000	3000	3000	3000
Число тяговых двигателей	4	6	8	4
Часовая мощность тяговых двигателей, кВт	425	425	425	425
Часовая мощность электровоза, кВт	1700	2550	3400	1700
Часовая сила тяги, т	21,2	31,8	42,4	21,2
Максимальная сила тяги (ψ=0,33), т	36,5	54,7	73	36,5
Скорость при часовом режиме, км/ч	28,7	28,7	28,7	28,7
Конструктивная скорость, км/ч	65	65	65	65
Конструктивный вес моторного думпкара, т	—	—	—	85—90
Грузоподъемность моторного думпкара, т	—	—	—	90—95
Минимальный радиус вписывания в кривую при скорости 10 км/ч, м	60	60	60	60

отдельных секций: электровоза управления, моторных вагонов, секций автономного источника питания.

Основные технические данные электровозов управления и моторного думпкара приведены в табл. 31.

Сравнение технических данных чехословацкого моторного думпкара с другими известными думпками, приведенное в табл. 32, свидетельствует о ряде его преимуществ.

Таблица 32

Тип моторного думпкара	Грузоподъемность, т	Тара, т	Коэффициент тары	Объем кузова, м ³	Часовая мощность двигателя, кВт	Напряжение в контактной сети, кВ
СМЗ, Дубница, ЧССР	90—95	85—90	0,95—1	45	1700	3; пост. ток
ПЭ-1; ДЭВЗ, СССР	50	70	1,4	22	1700—1900	3; пост. ток
EL-10, ГДР	55	70	1,27	32,6	1640	10; пер. ток
Мицубиси, Япония	60	60	1,0	35	1680	10; пер. ток
EL-2у, ГДР	42	78	1,86	20	1360	1,5; пост. ток
BC-50, Коркино, СССР	50	45,5	0,9	22,6	832	1,5; пост. ток

Для обеспечения питания агрегата на неэлектрифицированных участках путей предусматривается отдельная секция. В качестве автономного источника питания может быть использован дизель-генераторный агрегат или аккумуляторная батарея. Основные технические данные секции с дизель-генераторным агрегатом:

Вид источника энергии	Дизель-генераторный агрегат
Тип дизеля	«Пиллтин» французской лицензии
Мощность двигателя, л. с.	1800
Количество оборотов двигателя, об/мин	1500
Число цилиндров	12
Вес дизеля, т	5,7
Генератор	Постоянного тока
Мощность генератора, кВт	1100
Номинальное напряжение, В	550
Число оборотов, об/мин	1500
Емкость топливного бака, л	2500
Общий вес секций автономного источника, т	59
Число осей	2
Длина по осям автосцепок, мм	7620
Максимальная высота от головки рельса, мм	3350
Максимальная ширина, мм	3050

Основные технические данные секции автономного источника питания с аккумуляторной батареей:

Вид источника энергии	Аккумуляторная кислотная батарея бельгийской фирмы «ТУДОР»
Номинальное напряжение, В	550
Емкость, а·ч	1260
Число элементов	280
Вес, т	26,8
Общий вес секций автономного источника, т	56
Число осей	3
Длина по осям автосцепок, мм	8120
Наибольшая высота от головки рельса, мм	3350
Наибольшая ширина, мм	3050

Таблица 33. Краткие технические данные тяговых агрегатов постоянного тока (проект ЧССР)

Показатель	M3L—C+B+V	M3L—C+ +B+V+V	M3L—C+ +B+D+V	M3L—C+ +B+D+ +V+V	M3L—A+ +B+C+ +V+V
Ширина колес, мм	1524	1524	1524	1524	1524
Число единиц тягового агрегата	2	3	3	4	4
Сцепной вес, т	240	360	240	360	360
Общий вес, т	300	480	359	539	536
Конструктивный вес, т	203	293	262	352	349
Грузоподъемность, т	90	180	90	180	180
Номинальное напряжение, В	3000	3000	3000	3000	3000
Число тяговых двигателей	8	12	8	12	12
Общая часовая мощность, кВт	3400	5100	3400	5100	5100
Сила тяги при часовой мощности, т	42,4	63,6	42,4	63,6	63,6
Максимальная пусковая сила тяги, т	73	109,5	73	109,5	109,5
Скорость часовая, км/ч	28,7	28,7	28,7	28,7	28,7
Скорость конструктивная, км/ч	65	65	65	65	65
Минимальный радиус кривых, м	60	60	60	60	60
Нагрузка от оси на рельс, т	30	30	30	30	30
Независимый источник питания	—	—	Дизель-генератор ЭУ+ +2МД+ +АН	Дизель-генератор ЭУ+ +2МД+ +АН	Аккумуляторная батарея ЭУ+ +2МД+ +АН
Состав агрегата *	ЭУ+1МД	ЭУ+2МД	ЭУ+ +2МД+ +АН	ЭУ+ +2МД+ +АН	ЭУ+ +2МД+ +АН

* ЭУ — электровоз управления; МД — моторный думпкар; АН — секция автономного источника питания.

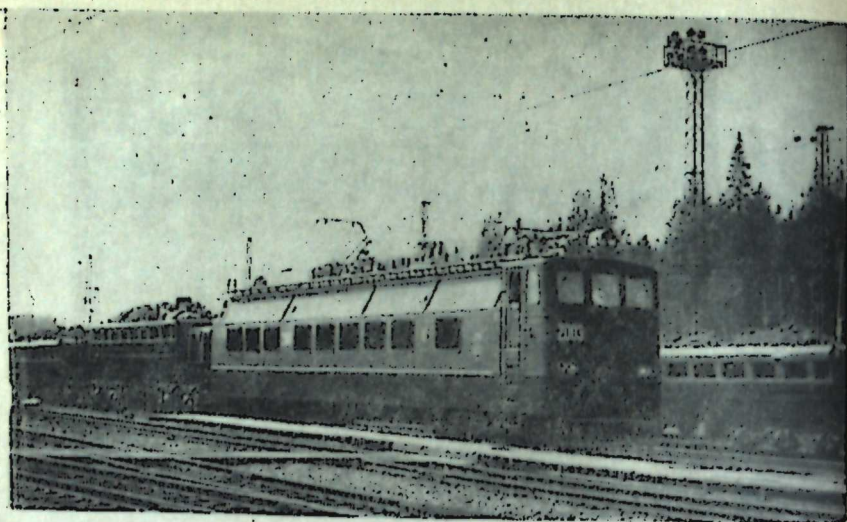


Рис. 30. Тяговый агрегат EL-10/02.

На базе разработанных секций возможен выпуск целого ряда тяговых средств, удовлетворяющих весьма разнообразным горнотехническим условиям: а) электровозы сцепным весом 120, 180 и 240 т, в том числе и с дополнительной дизель-генераторной или аккумуляторной секцией; б) тяговые агрегаты с одним и двумя моторными вагонами с секцией автономного источника питания или же без нее. Основные технические данные некоторых агрегатов приведены в табл. 33. Разработанные чехословацкими специалистами проекты тяговых средств представляют несомненный интерес как в научном, так и в производственном плане.

Тяговые агрегаты переменного тока типа EL-10

Интенсивное развитие электрической тяги переменного тока, создание и внедрение на магистральном и карьерном транспорте электровозов переменного тока, их испытания и опыт эксплуатации позволили разработать и изготовить в заводских условиях тяговые агрегаты переменного тока.

В 1965 г. заводом им. Ганса Баймлера (ГДР) выпущены первые опытные образцы тяговых агрегатов типа EL-10 (рис. 30), предназначенных для работы на мощных карьерах СССР, железнодорожный транспорт которых электрифицирован на переменном токе напряжением 10 кВ частотой 50 Гц.

Первые два опытных агрегата типа EL-10/01 с электровозами управления (№ 2001 и 2002) в июле 1965 г. поступили на Томь-Усинский угольный карьер № 7/8 комбината Кузбасскарьеруголь. Зимой 1965—1966 гг. они были подвергнуты испытаниям и

эксплуатационной проверке. Испытания проведены Всесоюзным научно-исследовательским и проектно-конструкторским институтом электровозостроения (ВЭЛНИИ) совместно с институтом ПромтрансНИИпроект, а также с Днепропетровским и Омским институтами инженеров железнодорожного транспорта (ДИИТ и ОМИИТ).

Ряд недостатков, выявленных в процессе испытаний, устранен заводом при изготовлении последующих двух образцов — агрегатов типа EL-10/02, поступивших в 1966 г. на Качканарский ГОК. С 1966 г. завод приступил к серийному изготовлению третьей модификации агрегата типа EL-10/03 и поставил в СССР партию из 10 агрегатов, 5 из которых поступили на Коршуновский и 5 на Качканарский ГОКи.

Основные технические данные тягового агрегата

Суммарный вес электровоза и двух моторных думпкаров в порожнем состоянии	264 т
Полная длина по осям автосцепок	52300 мм
Наибольшая высота от головки рельса до рабочей поверхности лыжи токоприемника в опущенном состоянии	5203 мм
Наибольшая ширина	3483 мм
Число тяговых двигателей	12
Общая часовая мощность	4920 кВт
Общая мощность длительного режима	4320 кВт
Общая сила тяги при часовой мощности	68,1 т
Общая сила тяги при длительной мощности	56,1 т
Максимальная пусковая сила тяги	122,4 т
Скорость при часовой мощности	25,7 км/ч
Скорость при длительной мощности	27,6 км/ч
Максимальная скорость	50 км/ч
Мощность электрического торможения	3200 кВт
Наименьший радиус кривой, проходимой при скорости 50 км/ч и возвышении рельса 170 мм	120 м

Тормоза:

непрямодействующий автоматический пневматический тормоз Матросова;
прямодействующий неавтоматический вспомогательный тормоз;
ручной тормоз;
электрический реостатный тормоз с независимым возбуждением, зависящий от напряжения контактной сети.

Основные данные электровоза управления

Контактный режим	124±3% т
Сцепной вес	21±3% т
Нагрузка от оси на рельс	1524 мм
Ширина колеи	В ₀ —В ₀
Осевая формула	19900 мм
Длина по осям автосцепок	3483 мм
Наибольшая ширина	
Наибольшая высота от головки рельса до рабочей поверхности лыжи токоприемника в	

опущенном состоянии	5203 мм
Диаметр ведущего колеса при новых бандажах	1120 мм
Передаточное число	1:5,58
База тележки	2000 мм
Расстояние между шкворнями	11640 мм
Наименьший радиус проходимой кривой	80 м
Габариты:	
по кабине машиниста	Т
по кузову	1Т
Напряжение на токоприемнике	$10 \pm 15\%$ кв
Частота	50 гц
Число тяговых двигателей	4
Расположение контактных проводов:	
для центрального токоприемника минимальная высота	5370 мм
максимальная высота	7270 мм
для бокового токоприемника расстояние от оси пути	От 2500 до 3200 мм
минимальная высота	4650 мм
максимальная высота	5450 мм
Мощность часового режима тягового двигателя	410 квт
Мощность длительного режима тягового двигателя	360 квт
Общая мощность часового режима	1640 квт
Общая мощность длительного режима	1440 квт
Сила тяги при часовой мощности	22,7 т
Сила тяги при длительной мощности	18,7 т
Скорость при часовой мощности	25,7 км/ч
Скорость при длительной мощности	26,7 км/ч
Максимальная эксплуатационная скорость	50 км/ч
Мощность электрического торможения	1600 квт
Число тормозных позиций	От 11 до 17
Максимальная пусковая сила тяги	(13 при 10 кв)
Напряжение вспомогательных цепей	41,2 т
Напряжение управления	3×380 в ~ 50 гц
Система управления	110 в
Число ходовых позиций	Главный контроллер
Дизельный режим	33
Передача	Дизель-электрическая
Мощность дизеля при 1500 об/мин	750 л. с.
Мощность часового режима тягового генератора	519 квт
Мощность длительного режима тягового генератора	
Сила тяги	537 квт
Скорость	5—20 т
Объем топливного бака	5—18 км/ч
Расход топлива (при полной нагрузке)	1800 кг
Расход масла	Около 135 кг/ч
	Около 4 кг/ч

Основные данные моторного думпкара

Вес	$70 \pm 3\%$ т
Нагрузка от оси на рельс (в порожнем состоянии)	$17,5 \pm 3\%$ т
Грузоподъемность	55 т
Общий вес (думпкара в груженом состоянии)	$124 \pm 3\%$ т
Нагрузка от оси на рельсы в груженом состоянии	$31 \pm 3\%$ т
Диаметр ведущего колеса при новых бандажах	1120 мм
Наибольшая ширина	3275 мм
Высота от головки рельса до верхнего края кузова	Около 3500 мм

Длина по осям автосцепок	16200 мм
База тележки	2000 мм
Расстояние между шкворнями	7940 мм
Наименьший радиус проходимой кривой	80 м
Число тяговых двигателей	4
Мощность часового режима тягового двигателя	400 квт
Мощность длительного режима тягового двигателя	360 квт
Общая мощность часового режима	1640 квт
Общая мощность длительного режима	1440 квт
Сила тяги при часовой мощности	22,7 т
Сила тяги при длительной мощности	18,7 т
Скорость при часовой мощности	25,7 км/ч
Скорость при длительной мощности	27,6 км/ч
Максимальная скорость	50 км/ч
Максимальная пусковая сила тяги	40,8 т

Агрегат выполнен из трех четырехосных секций: электровоза управления и двух моторных думпкаров. Электрическое оборудование в основном расположено на электровозе управления. Силовая электрическая установка электровоза, состоящая из трансформатора и кремниевой полупроводниковой выпрямительной установки, обеспечивает питание тяговых двигателей электровоза и моторных думпкаров. На электровозе расположена дизель-генераторная установка источника автономного питания, используемая при движении по неэлектрифицированным путям.

Механическая часть состоит из кузова, тележек, тормозной рычажной передачи и упряжных приборов.

Кузов сварной конструкции разделен на электромашинное отделение, дизельное помещение и кабину машиниста. На агрегатах EL-10/03 (начиная с № 2005) кабина машиниста расположена в центре электровоза. Оборудована двумя пультами управления, имеет звуковую и тепловую изоляцию.

Электромашинное отделение расположено перед кабиной, а дизельное — за ней. В машинном отделении установлены два блока тормозных сопротивлений, два выпрямительных шкафа моторных думпкаров, вентилятор охлаждения тяговых двигателей № 1 и 2, трансформатор с холодильником, главный контроллер, блоки электрических аппаратов и шкаф выпрямителя электровоза.

В дизельном помещении установлен дизель М-762, генератор, холодильная установка, два компрессора, блок пневматических аппаратов, вентилятор охлаждения тяговых двигателей № 3, 4 и другие блоки электрических аппаратов.

Для удобства монтажа и демонтажа оборудования электромашинное отделение и дизельное помещение имеют съемную крышу, на которой расположены два центральных и два боковых токоприемника, разъединители токоприемников, главный выключатель, проходной трансформатор тока, трансформатор первичного тока, разрядник и помехоподавляющий дроссель.

Под кузовом расположена батарея, фазорасщепители, топливный бак, главный воздушный резервуар, трансформатор возбуждения при торможении, ящик с инструментами и вентиляторы охлаждения тормозных сопротивлений.

Кузов опирается на тележки четырьмя опорами, причем две из них жесткие катковые, а две боковые пружинные. Соединение кузова и тележек осуществляется с помощью шкворней. Тележки электровоза и моторных думпкаров взаимозаменяемы. Рамы тележек сварной конструкции рассчитаны на тяжелые условия эксплуатации в карьерах и предусматривают возможность постановки тележки на рельсы после схода при помощи подъемных консолей, расположенных на боковиках рамы.

Буксы имеют цилиндрические роликовые подшипники типа ТГЛ-32-410.01. Тяговые двигатели с одной стороны опираются моторно-осевыми подшипниками на ось колесной пары, а с другой соединяются с тележкой с помощью амортизирующих подвесок.

Дизельный агрегат состоит из дизеля типа М-762 (производства СССР) мощностью 750 л. с. и генератора, соединенных эластичной кулачковой муфтой, допускающей аксиальное и угловое перемещение между валами генератора и дизеля. Дизель представляет собой двенадцатицилиндровый V-образный четырехтактный двигатель с наддувом и водяным охлаждением, работающий на тяжелом топливе. Вес дизеля с агрегатами, установленными на нем, 1,7 т. Регулировка числа оборотов производится всережимным регулятором, установленным на топливном насосе. Топливный бак емкостью 2000 л расположен под кузовом и может наполняться под давлением через два патрубка с фильтрами. Система смазки дизеля — циркуляционная, под давлением. Дизель приводит в действие генератор, питающий тяговые двигатели электровоза.

Генераторный агрегат состоит из главного генератора постоянного тока типа GBG 0809-150, синхронного трехфазного генератора типа GGB 132.1 для питания вспомогательных цепей и возбuditеля генератора. Главный генератор постоянного тока и трехфазный генератор представляют собой единый узел. Возбудитель установлен на генераторном агрегате и приводится в действие от вала главного генератора.

Электровоз оборудован пневматическим поездным автотормозом, вспомогательным локомотивным, электрическим реостатным и ручным. На электровозе установлен кран машиниста (усл. № 222), многоступенчатый воздухораспределитель (усл. № 270—006), тормозной цилиндр 10" и кран вспомогательного тормоза локомотива (усл. № 254). Воздух для тормозной системы поезда и пневматической системы электровоза поступает от двух компрессоров типа КТбэл производства СССР. Забор воздуха в компрессоры производится из дизельного помещения через масляно-воздушные фильтры.

От компрессоров сжатый воздух поступает в четыре последовательно соединенных главных воздушных резервуара емкостью по 500 л через предохранительные клапаны, отрегулированные на давление 10,5 кг/см². Электропневматический регулятор поддерживает давление в пределах от 7,2 до 9 кг/см². Для предотвращения замерзания конденсата воздух обогащается спиртом от специального распылителя. На агрегате установлены профильные тормозные колодки, взаимозаменяемые со стандартными отечественными. Суммарная сила нажатия тормозных колодок для электровоза при действии поездного тормоза (давление в тормозном цилиндре 4,1 кг/см²) составляет 98 т, при действии вспомогательного локомотивного тормоза (давление в тормозном цилиндре 2,4 кг/см²) составляет 164 т, для всего агрегата.

Электрическое торможение зависит от напряжения контактной сети. При торможении два тяговых двигателя каждой тележки работают в качестве генераторов на собственные тормозные сопротивления. Суммарная мощность электрического торможения агрегата составляет 3200 кВт, из них 1600 кВт на электровозе и по 800 на каждом из моторных думпкаров.

Моторный думпкар, представляющий собой опрокидывающийся на обе стороны вагон-самосвал, состоит из двух тележек с тяговыми двигателями, опирающейся на них рамы и кузова с механизмом разгрузки. С обеих сторон кузова расположено по два опрокидных цилиндра. Вентиляторы охлаждения тяговых двигателей и электрические соединения на лобовых стенках нижней рамы закрыты от падающих кусков горной массы защитными козырьками.

В продольной балке нижней рамы расположены трубы для электрических кабелей и воздушные каналы для принудительного охлаждения тяговых двигателей.

Вентиляционный агрегат состоит из приводного мотора типа KR-200/1,4 и вентилятора типа MLR-500 производительностью 120 м³/мин. В каждом шкафу аппаратов установлено по реверсору типа DRW-22FS и тормозному переключателю типа DWFB8F6.

На моторном думпкаре установлен отечественный кузов вагона 5BC-60 с механизмом опрокидывания.

Торможение моторных думпкаров возможно с помощью поездного автотормоза, вспомогательного локомотивного, электрического реостатного и ручного тормоза. Воздухораспределитель (усл. № 270—006) позволяет устанавливать давление воздуха в тормозных цилиндрах: на груженом режиме 4,1; среднем 3; порожнем 1,3 кг/см². Суммарная сила нажатия тормозных колодок каждого моторного думпкара составляет на груженом режиме 98, среднем 70,2, порожнем 27,2 т.

Электрическое оборудование. Электровоз оборудован двумя центральными токоприемниками полупантографного типа и двумя боковыми. В цепь крышевого оборудования между разъединителями токоприемников и главным выключателем электровоза

типа ДНТЗ включен помехоподавляющий дроссель, служащий для снижения влияния создаваемых электровозом помех на радио- и телефонную связь.

Силовой трансформатор электровоза работает в сочетании с кремниевым выпрямителем по мостовой схеме. Переходный реактор работает как делитель тока или напряжения и позволяет осуществлять переход с одной ступени регулирования на другую без разрыва цепей к выпрямителям или тяговым двигателям. Общее количество пусковых позиций равно 33. Соединение между секциями обмотки трансформатора и переходным реактором осуществляется главным контроллером типа LNSW9.

Для выпрямления тока на электровозе установлены кремниевые выпрямители по однофазной мостовой схеме. В связи с регулированием ступеней имеются две группы выпрямительных мостов, подключаемых к двум секциям обмотки трансформатора. Защита выпрямителей от токовых перегрузок и коротких замыканий осуществляется быстродействующими автоматами типа EMS41a. Время отключения при коротком замыкании 30 мсек. Каждый из шести выпрямительных мостов питает по два параллельно соединенных тяговых двигателя типа GBMW0713-68, представляющих собой серийные электродвигатели пульсирующего тока мощностью 410 кВт при напряжении на коллекторе 880 в, ток 1020/2 а, скорость вращения 680 об/мин.

При работе в дизельном режиме напряжение подается только на тяговые двигатели электровоза управления. Подвод тока к тяговым двигателям моторных думпкаров осуществляется при работе агрегата в контактном режиме непосредственно через линейные контакторы.

Реле перегрузки, линейные контакторы и шунты амперметров тяговых двигателей моторных думпкаров установлены на электровозе.

Тормозные переключатели, реверсоры и сглаживающие сопротивления обмотки возбуждения установлены на самих моторных думпкарах. Оба думпка одинаковые и взаимозаменяемы. Их прицепка к электровозу возможна с обеих сторон как моторных думпкаров, так и с обеих сторон электровоза.

Опыт эксплуатации тяговых агрегатов EL-10

Два тяговых агрегата (№ 2003 и № 2004) типа EL-10/02 поступили на Качканарский ГОК в начале 1966 г., были смонтированы и с июля 1966 г. пущены в работу. Пять усовершенствованных агрегатов типа EL-10/03 с центральным расположением кабины машиниста поступили на ГОК в начале 1967 г., в течение года смонтированы и пущены в опытную эксплуатацию. Транспорт комбината электрифицирован на переменном токе 10 кВ частотой 50 Гц.

Тяга поездов комбинированная — тепловозо-электровозная и разделена на два участка: от рабочих горизонтов карьера до станции Верхняя и Карьерная и второй участок — от этих станций до дробильной фабрики. На участке карьер — станции используются тепловозы типа ТЭМ-1, а на втором участке — спаренные электровозы типа Д-100. Обмен тяговых средств производится на ст. Карьерная и Верхняя. Применение тепловозов на подаче и вывозке поездов из карьера вызвано тем, что контактная сеть переменного тока 10 кВ не введена в карьер и карьерные пути не электрифицированы.

Среднее расстояние перевозки руды из карьера на фабрику составляет 10,2 км, руководящий подъем 35‰.

Применение тяговых агрегатов с автономным источником питания позволяет исключить простои составов на станциях из-за обмена локомотивов и увеличить полезный вес поезда с 800 до 1220 т, что соответственно повышает производительность транспортнх средств. Однако первые же попытки работы агрегатов в дизельном режиме с составом из восьми думпкаров ВС-100 показали, что мощность дизеля для вождения груженых поездов по внутрикарьерным путям является недостаточной. Было установлено, что агрегат позволяет осуществить вывоз горной массы только с некоторых горизонтов, имеющих преимущественно горизонтальные площадки, или спуск в грузовом направлении. Для обеспечения работы поездов с тяговыми агрегатами на остальных горизонтах необходимо было провести ряд подготовительных операций, и в первую очередь улучшение технического состояния передвижных путей, увеличение радиуса кривых до 120 м, исключение участков с местными уклонами и оборудование постоянных путей в карьере и на подходах к нему контактной сетью. Внедрение агрегатов на карьерном транспорте комбината предъявило повышенные требования к техническому состоянию передвижных путей.

Первый период работы агрегатов характеризуется продолжительными их простоями. В течение полугодия 1966 г. двумя агрегатами отработано около 2200 локомотиво-часов и перевезено свыше 750 тыс. т руды на фабрику. За шесть месяцев 1967 г. они отработали уже свыше 5300 локомотиво-часов и перевезли около 2,5 млн. т руды. При использовании тягового агрегата на участках от фабрики до забоев карьера его сменная производительность достигала 2800 т, что на 18—21% выше, чем при существующем виде тяги. Анализ себестоимости работы тяговых агрегатов показывает, что в течение первого года их освоения фактическая себестоимость одного локомотиво-часа работы снизилась в 1,5 раза и достигла 19,1 руб. (табл. 34). Расход электроэнергии на 1 ткм перевозок 0,16—0,18 кВт·ч при средней стоимости 1 кВт·ч 1,2 коп. Продолжительность работы агрегата в дизельном режиме в течение смены 2,5—3 ч, средний расход дизельного топлива 16—18 кг/л/ч.

Таблица 34

Статья расходов	Удельный вес расходов, %		
	EL-10	Д-100 (два эл-за)	ТЭМ-1
Дизельное топливо	6,4	—	8,2
Электроэнергия	30,6	23,7	—
Основная и дополнительная зарплата	15,0	20,9	36,5
Амортизация основных средств	31,0	36,0	29,8
Текущий ремонт основных средств	9,4	12,0	14,3
Содержание основных средств	3,2	3,3	4,2
Прочие расходы служб	3,1	2,8	5,7
Общие расходы цеха	1,3	1,3	1,3
Итого	100	100	100
Стоимость 1 локомотиво-часа работы, руб.	19,1	16,59	8,24

В первый период агрегаты № 2003 и 2004 работали преимущественно в контактном режиме с одним моторным думпкарком. В этом случае агрегат заменяет два электровоза Д-100, работающих по системе многих единиц. Использовались они на участке от дробильной фабрики до прикарьерных станций, на которых осуществлялся обмен составов с тепловозами, которые по-прежнему подавали порожние и вывозили груженые поезда из карьера. Полезный вес состава такой же, как и при электровозно-тепловозной тяге, — 800 т. Одновременно с этим агрегат периодически заходил в карьер и водил поезда непосредственно из забоев до фабрики. В связи с тем, что его заходы в карьер не являлись систематическими, разгрузка моторного думпкара на фабрике производилась только перед рейсом в карьер.

Агрегат возил руду в думпкоре как балласт в течение всех рейсов, когда он работал только в контактном режиме. В процессе первых рейсов в карьер наблюдались случаи схода агрегата и вагонов с рельсов из-за плохого вписывания в кривые с радиусом менее 120 м, выход из строя центральных опор и др. Скорость движения агрегата в груженом состоянии в дизельном режиме по передвижным путям с местными уклонами и кривыми малых радиусов составляла 3—4 км/ч, что неприемлемо при длине передвижных путей 1,5—2 км. Одновременно с этим производили подготовку заездов на горизонты для обеспечения нормальной работы агрегатов: усиливали верхнее строение путей, увеличивали радиусы кривых, смягчали профиль пути, электрифицировали постоянные участки путей от станций до передвижных путей горизонтов. По мере подготовки путей карьера и накопления опыта эксплуатации агрегатов увеличивалось количество их рейсов в карьер, и наращивался вес состава добавлением вагонов.

Анализ первого опыта эксплуатации агрегатов показывает,

что при полном их освоении производительность составов по сравнению с электровозной тягой должна увеличиться в 1,5 раза; а себестоимость перевозок снизиться на 26—30%. Годовой экономический эффект от внедрения каждого тягового агрегата EL/10, по данным Качканарского ГОКа, составляет 120,4 тыс. руб., а срок окупаемости капитальных вложений не превышает года.

Стоимость EL-10/03 (с центральным расположением кабины) 205 тыс. руб., а стоимость годового содержания на 16—20% выше, чем двух электровозов Д-100. Продолжительность работ по монтажу, наладке, испытаниям и сдаче в эксплуатацию достигает 3—3,5 месяцев, трудоемкость работ 2000—3000 чел.-смен, а стоимость монтажа каждого агрегата с учетом всех затрат 10,5 тыс. руб.

К достоинствам агрегата следует отнести высокую удельную мощность, хорошую приемистость, более плавное переключение режимов, легкость перевода с контактного на дизельный режим.

Первый опыт эксплуатации агрегатов и их испытания позволили выявить ряд конструктивных недостатков, основными из которых являются:

1) недостаточная мощность дизель-генераторной установки, что ограничивает весовую норму поезда и снижает скорость движения по передвижным путям;

2) малая грузоподъемность моторных думпкаргов и высокий коэффициент тары — 1,27;

3) высокая плотность расположения оборудования на электровозе управления и в связи с этим значительные трудности его осмотров и ремонта;

4) плохая видимость путей и сигналов из кабины электровоза при движении груженого поезда вагонами вперед, из-за большой высоты кузова моторных думпкаргов и неудачного расположения крышевого оборудования электровоза (боковых токоприемников и главного выключателя);

5) плохое вписывание агрегатов в кривые радиусом 80—100 м приводит к повышенному износу колесных пар, повреждению катков опор и выводу из строя путей;

6) повышенный шум и вибрация в кабине при работе компрессоров;

7) неустойчивая работа ряда электрических аппаратов в зимних условиях при температуре минус 40—50°С (отключающих клапанов, разрывных контактов главного выключателя и др.). Недостаточная подача воздуха для охлаждения реакторов и выпрямительной установки.

Указанные недостатки могут быть устранены заводом-изготовителем в процессе совершенствования и доводки.

Оценивая работу тягового агрегата типа EL-10, следует отметить, что в контактном режиме он работает достаточно надежно и после устранения выявленных недостатков сможет обеспечить высокоэффективную работу транспорта на крупных карьерах.

Выбор мощности автономного источника питания тяговых агрегатов

Для работы на неэлектрифицированных участках путей внутри карьера и на отвалах тяговый агрегат имеет дизель-генераторную установку. Ее мощность должна обеспечивать движение груженого поезда на горизонтальных и слабонаклонных участках путей. Устройство дизель-генераторной установки возможно в двух принципиально отличных конструктивных вариантах: установка расположена на электровозе управления или же выполнена в виде самостоятельной секции, включаемой в тяговый агрегат. Оба варианта имеют свои достоинства и недостатки. При размещении автономного источника питания на электровозе управления (как это сделано на агрегатах EL-10) стоимость агрегата несколько ниже, чем во втором случае. Однако этот вариант имеет следующие недостатки:

1. Ограниченное пространство для расположения дизельной установки. В связи с этим дизели высокой мощности и больших габаритов не могут быть установлены на электровозе управления, что ограничивает мощность дизель-генераторной установки и сужает область применения таких агрегатов на карьерах.

2. При выходе из строя дизель-генераторной установки на ремонте будет простаивать электровоз управления или даже весь тяговый агрегат, несмотря на то, что в контактном режиме он может работать.

3. Высокая плотность размещения оборудования на электровозе затрудняет доступ к нему и ремонт, что весьма неудобно при эксплуатации.

Размещение автономного источника питания на специальной секции увеличивает стоимость агрегата, но создает более благоприятные условия для эксплуатации. При необходимости ремонта дизель-генераторной установки она может быть отцеплена и заменена резервной, и тяговый агрегат может работать. Если учесть, что цикличность ремонтов электровозов и дизельных секций различна, то преимущество становится очевидным. Возможность формирования тяговых агрегатов из имеющихся однотипных моторных думпкаров, дизельных секций и электровозов управления является важным фактором, повышающим эксплуатационную надежность работы тяговых средств, их использование и производительность.

В связи со все более широким распространением комбинированного транспорта и экономичностью использования при этом тяговых агрегатов для перевозки руд из перегрузочных пунктов на фабрики возможность работы агрегата без секции с автономным источником питания позволит значительно снизить стоимость перевозок. Одновременно с этим на перевозке горной массы из забоев на отвалы могут использоваться агрегаты, включающие секции автономного источника питания.

К недостаткам таких агрегатов относится более высокая их стоимость, увеличение длины и мертвого веса поезда.

Тяговые агрегаты с автономным источником питания, как и все тяговые средства, работают на карьерах в двух резко отличных условиях: в режиме полной тяговой нагрузки на участках с руководящими подъемами с груженым поездом и с малой тяговой нагрузкой на горизонтальных или слабонаклонных участках путей внутри карьера, на отвалах и поверхности. Оборудование тягового агрегата автономным источником питания преследовало цель исключения контактной сети на забойных и отвальных передвижных путях и разделения функций различных источников энергопитания. Предполагалось, что на постоянных путях карьеров и поверхности тяговый агрегат будет работать в контактном режиме, а на передвижных путях — в дизельном режиме. Наличие передвижной контактной сети в карьере и на отвалах приводит к целому ряду технических и технологических трудностей, кроме того, что при напряжении 10 кВ она представляет повышенную опасность.

Основные недостатки контактной сети на передвижных путях состоят в следующем: 1) низкий уровень технического состояния и недостаточная надежность ее работы; 2) частые повреждения при взрывных работах; 3) необходимость систематического переноса, значительная стоимость и трудоемкость содержания.

Безусловно, работа поездов на передвижных путях с автономным источником питания обладает значительными технологическими преимуществами, повышает использование и производительность горно-транспортного оборудования.

Исследование условий работы автономного источника питания показывает, что на выбор его мощности оказывают влияние вес поезда, скорость движения, величина сопротивления движению.

Для передвижных путей карьеров характерны: кривые малых радиусов — до 60 м, местные уклоны 3—4‰ на участках, протяженностью 200—300 м, повышенное основное сопротивление движению. Экспериментами, проведенными лабораторией карьерного транспорта ИГД МЧМ СССР в 1965—1966 гг. на Соколовском Сарбайском и Качканарском ГОКах, установлено, что суммарное удельное сопротивление движению состава, сформированного из думпкаров ВС-100, на передвижных внутрикарьерных и отвальных путях составляет 6,85—7,6 кг/т.

Мощность автономного источника питания должна обеспечивать движение груженого поезда по передвижным путям с определенными скоростями. В настоящее время скорость ограничивается техническим состоянием путей и равна 10—15 км/ч. Однако при создании новых машин на эти скорости ориентироваться не следует, так как они являются экономически нецелесообразными и приводят к значительным простоям экскаваторов при обычных и приводят к значительным оборотам поездов. Результаты составов и увеличению времени оборота поездов. Результаты расчетов показывают, что увеличение скорости движения по

передвижным путям с 10 до 20—25 км/ч позволяет повысить производительность поездов и экскаваторов на 15—25%.

Опыт карьеров ССГОКа показывает, что усиление верхнего строения, баллаستировка, правильное содержание и ремонт передвижных путей позволяет обеспечить надежную их работу при скоростях движения поездов 20 км/ч.

Вес поезда, оказывающий непосредственное влияние на мощность автономного источника питания (АИП), в свою очередь зависит от мощности тягового агрегата и величины руководящего уклона. При моторвагонной тяге вес поезда определяется, исходя из уравнения, выражающего равенство силы тяги и сопротивления при движении груженого поезда на руководящем подъеме с установившейся скоростью:

$$a) \text{ при размещении АИП на электровозе управления} \\ F_k = (P_s + P_m n_m) (\omega'_0 + i_p) + n (q_r + q_r) (\omega''_0 + i_p); \quad (1/2)$$

$$b) \text{ при размещении АИП на отдельной секции} \\ F_k = (P_s + P_m n_m) (\omega'_0 + i_p) + P_a (\omega'''_0 + i_p) + n (q_r + q_r) (\omega''_0 + i_p), \quad (2/2)$$

где F_k — сила тяги агрегата в контактном режиме;

P_s, P_m, P_a — вес электровоза управления, груженого моторного думпкара и секции АИП;

n_m, n — количество моторных и обычных думпкаров в поезде;

ω'_0, ω''_0 — удельное основное сопротивление движению электровоза управления и моторных думпкаров, обычных думпкаров;

ω'''_0 — удельное основное сопротивление движению секции АИП при движении поезда на руководящем подъеме;

i_p — руководящий уклон;

q_r, q_r — вес тары и груза в думпкаре.

Из уравнений (1/2) и (2/2) определим вес прицепной части поезда:

a) при расположении АИП на электровозе управления

$$n (q_r + q_r) = \frac{F_k - (P_s + P_m n_m) (\omega'_0 + i_p)}{\omega''_0 + i_p}; \quad (3/2)$$

b) в случае, когда секция АИП является ведомой частью поезда,

$$n (q_r + q_r) = \frac{F_k - (P_s + P_m n_m) (\omega'_0 + i_p) - P_a (\omega'''_0 + i_p)}{\omega''_0 + i_p}. \quad (4/2)$$

С увеличением руководящего подъема вес поезда, как известно, уменьшается (рис. 31).

Уравнение равномерного движения груженого поезда на передвижном пути при работе тягового агрегата от автономного источника питания получим аналогично:

a) при расположении АИП на отдельной секции электровоза управления питание от АИП получают только тяговые двигатели электровоза (как это осуществлено на EL-10), а моторные думпкары являются ведомыми единицами поезда. Так как сопротивление дви-

жению в тяговом режиме отлично от сопротивления движению в холостом режиме для моторных думпкаров, в этом случае принято удельное суммарное сопротивление движению по передвижным путям $\omega_{п.м.}$, а для электровоза управления, работающего в тяговом режиме, $\omega_{п.э.}$,

$$F_a = P_s \omega_{п.э.} + P_m n_m \omega_{п.м.} + n (q_r + q_r) \omega_{п.}; \quad (5/2)$$

b) при расположении АИП на отдельной секции электровоз управления и моторные думпкары будут ведомыми единицами поезда, и удельное суммарное сопротивление движению их будет равно

$$F'_a = (P_s + P_m n_m) \omega_{п.} + P_a \omega_{п.}'' + n (q_r + q_r) \omega_{п.}, \quad (6/2)$$

где F_a, F'_a — сила тяги, развиваемая агрегатом в автономном режиме;

$\omega_{п.}$ — удельное суммарное сопротивление движению секции АИП, работающей в тяговом режиме при движении поезда по передвижным путям;

$\omega_{п.}$ — удельное суммарное сопротивление движению прицепных думпкаров по передвижным путям.

Удельное суммарное сопротивление движению по передвижным путям складывается из удельного основного сопротивления движению (для тяговых средств учитывается режим их работы), дополнительного удельного сопротивления от кривых и местных уклонов. Очевидно, что мощность автономного источника питания должна обеспечивать вождение по передвижным путям поездов полезным весом не меньше, чем установленный из условия движения в контактном режиме на руководящем уклоне. Подставляя выражения (3/2) и (4/2) в выражения (5/2) и (6/2), получим

$$a) F_a = P_s \omega_{п.э.} + P_m n_m \omega_{п.м.} + \left[\frac{F_k - (P_s + P_m n_m) (\omega'_0 + i_p)}{\omega''_0 + i_p} \right], \quad (7/2)$$

$$b) F'_a = (P_s + P_m n_m) \left[\omega_{п.} + \frac{\omega_{п.}'' (1000 \phi_k - \omega'_0 - i_p)}{\omega''_0 + i_p} \right] + P_a \left[\omega_{п.}''' + \frac{\omega_{п.}'' (\omega'''_0 + i_p)}{\omega''_0 + i_p} \right], \quad (8/2)$$

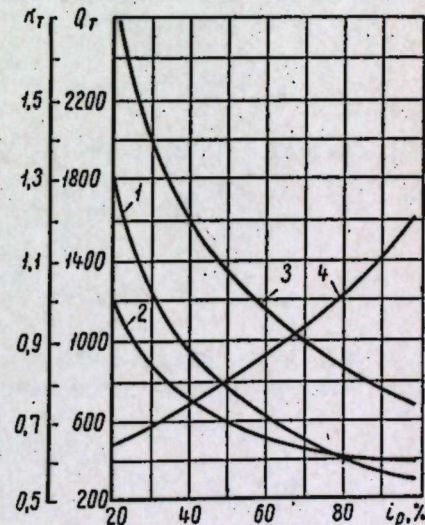


Рис. 31. Зависимость полезного веса поезда 1, веса тары поезда 2, полезного веса поезда 3 и коэффициента полезного веса поезда 4 от величины руководящего уклона железнодорожных путей при использовании тягового агрегата EL-10.

где ψ_k — коэффициент сцепления.

При использовании дизель-генераторной установки в качестве автономного источника питания зависимость силы тяги от мощности двигателя выражается следующим равенством:

$$F_a = \frac{270 N_k}{v} = \frac{270}{v} N_e \eta_r \eta_d \eta_z \beta, \quad (9/2)$$

где v — скорость движения по передвижным путям;

N_e — эффективная мощность дизеля;

β — коэффициент, учитывающий расход части полезной работы дизеля на привод вспомогательных машин;

η_r, η_d, η_z — к. п. д., соответственно, генератора, тягового двигателя, зубчатого привода.

Обозначив $270 \eta_r \eta_d \eta_z = K_{\pi}$ и подставив выражение (9/2) в выражения (7/2), (8/2), после преобразования получим уравнение для определения эффективной мощности дизеля:

а) при расположении АИП на электровозе управления

$$N_e = \frac{v}{K_{\pi}} \left\{ P_g \omega_{п.э} + P_m n_m \omega_{п.м} + \omega_{п.} \left[\frac{(P_g + P_m n_m) (1000 \psi_k - \omega_0 - i_p)}{\omega_0 + i_p} \right] \right\}; \quad (10/2)$$

б) при расположении АИП на отдельной секции

$$N_e = \frac{v}{K_{\pi}} \left\{ (P_g + P_m n_m) \left[\omega_{п.} + \frac{\omega_{п.} (1000 \psi_k - \omega_0 - i_p)}{\omega_0 + i_p} \right] + P_a \left[\omega_{п.}''' - \frac{\omega_{п.}'' (\omega_0''' + i_0)}{\omega_0 + i_p} \right] \right\}. \quad (11/2)$$

Анализ формул показывает, что мощность АИП зависит от мощности тягового агрегата в контактном режиме, величины руководящего уклона съездов, скорости движения агрегата в автономном режиме на неэлектрифицированных путях, суммарной величины основного и дополнительного сопротивлений движению поезда на неэлектрифицированных путях.

Зависимость потребной мощности дизеля от величины руководящего уклона и скорости движения на примере тягового агрегата типа EL-10 приведена на рис. 32. В расчетах приняты следующие исходные данные: $\psi_k = 0,25$, $(P_g + P_m n_m) = 360 \text{ т}$, $\omega_{п.} = 7 \text{ кг/т}$, $\omega_0 = 3 \text{ кг/т}$. Коэффициент полезного действия зубчатой передачи в номинальном режиме равен 0,975. Потери в зубчатой передаче и моторно-осевых подшипниках при изменении мощности, подведенной к двигателю, приведены ниже (ГОСТ 2582—50):

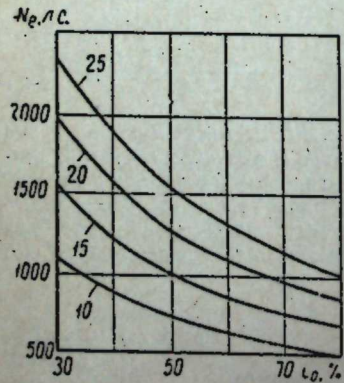


Рис. 32. Зависимость потребной мощности дизеля тягового агрегата EL-10 от руководящего уклона путей. Цифры на кривых — скорость движения поезда в км/час.

$N/N_{ном}, \%$	η_z
100	0,975
75	0,975
60	0,975
50	0,968
40	0,956
30	0,933
25	0,915
10	0,890

Коэффициент полезного действия тягового генератора агрегата EL-10 равен 0,89, а к.п.д. тягового двигателя при работе в часовом режиме составляет 0,92. В режиме автономного питания, когда тяговые двигатели питаются от генератора и развивают тяговое усилие, отличное от часового режима, к.п.д. двигателя также отличается от номинального. Значения к.п.д. двигателя при различных режимах работ приняты по аналогии с характеристиками отечественных тяговых двигателей мощностью 400—450 кВт:

$N/N_{ном}, \%$	η_d
100	0,920
75	0,905
50	0,890
40	0,882
25	0,870
10	0,850

При движении агрегата в автономном режиме часть мощности дизеля расходуется на собственные нужды $\Delta N_{с.п.}$. Для агрегата EL-10/03, имеющего дизель мощностью 750 л. с., на собственные нужды расходуется 156,4 л. с., т. е. 2,8%.

По аналогии с тепловозами типа ТЭМ-1, ТЭМ-2, ЧМЭЗ, ТЭЗ для дизелей мощностью 1000—1500 л. с. эта величина принята равной 200 л. с., для дизелей 1500—2000 л. с. — 250 л. с.

Анализ расчетов (табл. 35) показывает, что в зависимости от величины руководящих уклонов железнодорожных путей потребная мощность автономного источника питания при скорости движения по передвижным путям 20 км/ч колеблется от 850 до 1965 л. с. Дизельные двигатели мощностью 750—1350 л. с. (М-753Б, М-756, 2Д-50, а также дизели тепловозов ТЭМ-2 и ЧМЭЗ) имеют примерно одинаковые габариты и вес. Они компактны, отличаются высокой удельной мощностью на единицу веса и могут быть размещены на электровозе управления. Различие в мощности (в 1,5—1,8 раза) достигается за счет некоторых конструктивных особенностей, и главным образом системы наддува.

Дизели аналогичной конструкции мощностью 1500—1900 л. с., пригодные для размещения на электровозах, отечественной промышленностью не выпускаются. Дизельные двигатели более вы-

Таблица 35

$i_p, \%$	$Q_{бр}, т$	$v, км/ч$	$F_a, Т$	$F_{a,ab}, Т$	$N_{дв}^I = \frac{F_{a,ab} \cdot v}{367},$ кВт	$N_{дв}, \%$ $N_{ном}$	η_d	η_3	η	$N_K, л.с.$	$\Delta N_{с.п}, л.с.$	$N_c, л.с.$
30	2564	10	17,95	4,49	122	29,8	0,874	0,933	0,726	914	200	1114
		15			183	44,6	0,886	0,961	0,758	1313	250	1563
		20			245	59,8	0,896	0,975	0,777	1715	250	1965
		25			306	74,6	0,905	0,975	0,785	2121	250	2371
		10			92,6	22,6	0,867	0,906	0,699	721	160	881
40	1940	15	13,58	3,4	139	33,9	0,877	0,942	0,735	1029	200	1229
		20			185,3	45,2	0,886	0,962	0,759	1328	250	1578
		25			231,6	56,5	0,894	0,972	0,773	1630	250	1880
		10			73,9	18	0,861	0,903	0,692	581	160	741
		15			110,8	27	0,872	0,922	0,716	842	160	1002
50	1551	20	10,86	2,71	147,7	36	0,879	0,947	0,741	1079	200	1279
		25			184,6	45	0,886	0,963	0,759	1323	250	1573
		10			61,3	14,9	0,856	0,898	0,684	487	160	647
		15			92	22,4	0,867	0,910	0,702	713	160	873
		20			122,6	29,9	0,874	0,933	0,726	919	200	1119
60	1286	25	9,00	2,25	153,3	37,4	0,880	0,950	0,744	1121	200	1321
		10			52	12,7	0,854	0,894	0,679	417	160	577
		15			78	19	0,862	0,905	0,694	611	160	771
		20			104	25,4	0,870	0,915	0,708	799	160	959
		25			130,1	31,7	0,875	0,937	0,730	969	200	1169
70	1093	10	7,65	1,91	45,2	11	0,851	0,891	0,675	364	150	514
		15			67,8	16,5	0,855	0,901	0,686	538	160	698
		20			90,5	22,1	0,866	0,925	0,713	690	160	850
		25			113,1	27,6	0,872	0,924	0,717	858	160	1018
		10			45,2	11	0,851	0,891	0,675	364	150	514

сокой мощности — 2000—3000 л. с. (тепловозы ТЭЗ, ТЭП-10, ТЭП-60) имеют значительно больший вес (в 8—10 раз) и габариты, что, естественно, исключает возможность их расположения на электровазе управления и требует создания специальной дизельной секции.

Результаты расчетов по определению потребной мощности дизельных установок показывают, что двигатели первой группы (мощностью 750—1350 л. с.) удовлетворяют необходимым условиям для уклонов 50—80‰.

Очевидно, что тяговые агрегаты, предназначенные для работы на уклонах 50—60‰, необходимо оснащать малогабаритными дизелями максимальной для данного типа двигателей мощности — 1300—1350 л. с., а агрегаты, предназначенные для работы на уклонах 60—80‰, необходимо оснащать установками такого же типа, но меньшей мощности — порядка 1000 л. с. В состав тяговых агрегатов мощностью 5000—5500 кВт, предназначенных для работы в карьерах с уклонами железнодорожных путей 30—45‰, необходимо включать секцию автономного источника питания с дизелем мощностью около 2000 л. с. Оснащение агре-

гатов дизелями указанной мощности позволит осуществлять вождение груженых поездов на передвижных путях карьеров и отвалов со скоростями 20—25 км/ч.

Выбор рационального соотношения и количества локомотивосоставов и экскаваторов на действующих карьерах

Анализ работы горно-транспортного оборудования показывает, что производительность всех видов оборудования, выполняющих единую технологическую задачу, тесно взаимосвязана. Поэтому естественно, что выход из строя одного из них приводит к изменению работы и, в большинстве случаев, к дополнительным простоям смежных видов оборудования.

Продолжительность и частота простоев (отказов) различных видов оборудования по-разному влияют на состояние и работоспособность всей системы, однако одним из определяющих является техническое состояние и надежность работы погрузочно-транспортного оборудования. Учет этих простоев и оценку их влияния на работоспособность всей системы позволяет получить теория надежности. Статистический анализ фактических данных с применением теории вероятностей позволяет установить закономерности появления и продолжительность простоев, чтобы более правильно планировать работу горно-транспортного оборудования, сократить его простои и снизить себестоимость горной массы.

Излагаемые ниже исследования приведены на примере работы Сарбайского рудника за 1964—1966 гг. Рассматриваемая технологическая система погрузка — транспорт — разгрузка разделена на подсистемы: а) погрузка (включает забойные экскаваторы и перегрузочные пункты) — Э; б) транспорт (железнодорожный транспорт из забоя или пункта перегрузки до пунктов выгрузки — фабрики, отвала) — Т; в) разгрузка (отвал, фабрика, склад и т. д.) — Р. По отношению друг к другу подсистемы являются смежными, оказывающими взаимное влияние на работоспособность.

Под отказом подразумевается нарушение нормального функционирования подсистемы с полной или частичной потерей работоспособности. Отказы — простои по различным причинам — основного оборудования происходят одновременно и носят случайный характер как по интенсивности появления, так и по продолжительности.

По влиянию на работоспособность подсистем отказы можно разделить на парализующие и локальные. Парализующий отказ приводит к полной потере работоспособности подсистемы в течение определенного периода времени. К ним относятся такие отказы, как полное отключение энергопитания контактной сети

при электровозной тяге, выход из строя железнодорожных путей перегонов, непогода и др. Локальные отказы носят местный характер, не вызывая полной потери работоспособности подсистемы. К ним относятся: выход из строя одного или нескольких экскаваторов, поездов, ремонт соединительных или тупиковых железнодорожных путей, сход подвижного состава на забойных или отвальных путях и т. д.

По причине возникновения отказы можно разделить на зависимые и независимые. Зависимые отказы вызываются выходом из строя смежных подсистем, т. е. в результате их отказов. К ним относятся простои подвижного состава — в ожидании погрузки на перегрузочном пункте, из-за отказа фабрики от руды, отвала от вскрыши и собственно простои экскаваторов и фабрики из-за отсутствия поездов. Зависимые отказы оказывают очень большое влияние на производительность основного оборудования, приводя к вынужденным простоям технически исправных механизмов. Независимые отказы вызываются выходом из строя собственных элементов подсистемы: (сходы, отключение контактной сети, аварийные поломки электровозов, вагонов и пр.). Анализ эксплуатации горно-транспортного оборудования показывает, что величина зависимых простоев определяется организацией работы, количеством основного оборудования, возможностью маневрирования техническими средствами и наличием резерва; независимых — в основном техническим состоянием элементов и условиями их работы.

Основными характеристиками эксплуатационной надежности служит вероятность безотказной работы $P(t)$, вероятность восстановления $R(t)$ и вероятность исправного состояния $S(t)$ системы. Функция $P(t)$ выражает вероятность того, что в течение времени t не будет отказов. При экспоненциальном законе распределения суммарной производительности исправной работы подсистемы

$$P(t) = e^{-\frac{t}{T_p}} \quad (12/2)$$

где T_p — математическое ожидание продолжительности исправной работы для заданного времени эксплуатации t . Она зависит от технического состояния оборудования и условий работы.

Вероятность исправного состояния $S(t)$ является обобщенным показателем эксплуатационной надежности системы, зависящей как от вероятности $P(t)$, так и от вероятности $R(t)$. Она позволяет получить оценку числа простаивающих элементов и определить их общее количество, необходимое для выполнения планируемого объема работ,

$$S(t) = 1 - K_n \left(1 - e^{-\frac{1}{K_n} \cdot \frac{t}{T_p}} \right) \quad (13/2)$$

где K_n — коэффициент вынужденного простоя.

Критерий надежности T_p для подсистем определяется из ряда испытаний. Для определения параметров эксплуатацион-

ной надежности подсистем произведен статистический анализ работы локомотивосоставов, забойных и отвальных экскаваторов, приемных устройств фабрик в течение смены; их производительности; количества, продолжительности и причин отказов. Анализ выполнен по 1044 отработанным машино-сменам на основании материалов хронометражных наблюдений и статистических данных. В связи с тем, что условия работы оборудования на различных направлениях грузопотоков Сарбайского карьера различны, расчеты производились отдельно по каждому направлению и виду горной массы. Результаты расчетов представлены в табл. 36.

Таблица 36

Подсистема	Направление	$S(t)$	T_p		$P(t)$	$R(t)$
			ч	% к (t)		
Э	Сарбайское направление, вскрыша с забоев	0,67	5,4	0,675	0,2276	0,63
Э	Сарбайское направление, руда со склада	0,925	6,24	0,78	0,2780	0,71
Э	Северное направление, вскрыша с забоев	0,715	6,24	0,78	0,2780	0,71
Р	Сарбайское направление, отвал, ЭКГ-4	0,742	5,2	0,65	0,2144	0,61
Р	Северное направление, отвал, ЭКГ-4	0,63	5,27	0,66	0,2187	0,62
Р	Северное направление, отвал, ЭШ6/60	0,77	5,7	0,712	0,2466	0,65
Т	Сарбайское направление, вскрыша с забоев	0,82	6,2	0,775	0,2753	0,73
Т	Сарбайское направление, руда со склада	0,835	6,5	0,81	0,2923	0,74
Т	Северное направление, вскрыша с забоев	0,853	6,7	0,837	0,3042	0,77

Анализ результатов расчетов показывает, что вероятность исправной работы всех экскаваторов, локомотивосоставов, фабрик, наличия подъездов, энергоснабжения и прочего в течение смены очень мала. И, наоборот, вероятность простоя подсистемы по каким-либо причинам велика: 0,7—0,78. Малая вероятность безотказной работы подсистем говорит о том, что при планировании рассчитывать на работу всего оборудования в течение смены без отказов не приходится.

Преобладающее количество локальных отказов приводит лишь к частичной потере работоспособности подсистем, и даже при низкой вероятности безотказной работы (0,21—0,3) потери рабочего времени подсистем составляют 20—35%. В связи с тем, что простои одного вида оборудования приводят к зависимым простоям смежных звеньев технологической цепи, повышение надежности всех видов основного технологического оборудо-

вания является одним из важнейших современных резервов увеличения производительности и рентабельности горнодобывающих предприятий.

Однако установленные характеристики эксплуатационной надежности еще не дают полного представления о том, как используется основное технологическое оборудование, какова его загрузка в течение того периода времени, когда оно находится в исправном состоянии и работает.

Статистические данные работы забойных, отвальных экскаваторов и локомотивосоставов показывают, что при характерных для каждого направления грузопотока расстояниях транспортирования, емкости составов, схемы обмена поездов под экскаваторами основное влияние на производительность единицы погрузочного и транспортного оборудования оказывает количество составов, обслуживающих один забойный экскаватор. Практически по мере увеличения количества составов на 1 экскаватор время рейса состава непрерывно возрастает, а производительность падает. Это объясняется тем, что при существующей организации движения поездов на карьерном транспорте при коротких перегонах и большом количестве пунктов слияния и пересечения грузопотоков с увеличением интенсивности движения возрастает количество остановок составов в течение рейса, а это ведет к увеличению времени движения и сокращению количества рейсов. По полученным данным строились эмпирические линии регрессии корреляционных полей для определения характера зависимости производительности составов от их количества по каждому грузопотоку. Анализ эмпирических линий регрессии показал, что для всех исследованных случаев характерно криволинейное изменение функций с кривизной, соответствующей линиям второго порядка.

С помощью методов математической статистики установлены корреляционные зависимости производительности составов:

$$Q_{c,z} = a + bN_{c,z} + cN_{c,z}^2, \quad (14/2)$$

где $N_{c,z}$ — количество локомотивосоставов, обслуживающих один забойный экскаватор;

a, b, c — эмпирические коэффициенты.

Зависимость часовой производительности локомотивосостава от количества локомотивосоставов, обслуживающих один экскаватор, приведена на рис. 33, 34.

Увеличение количества составов увеличивает время рейса и снижает его производительность, но, с другой стороны, повышает обеспеченность экскаватора порожняком и способствует увеличению его производительности. Опыт показывает, что рост производительности экскаватора происходит не пропорционально увеличению количества составов. Это объясняется теми же причинами — ухудшением работы составов при интенсификации движения.

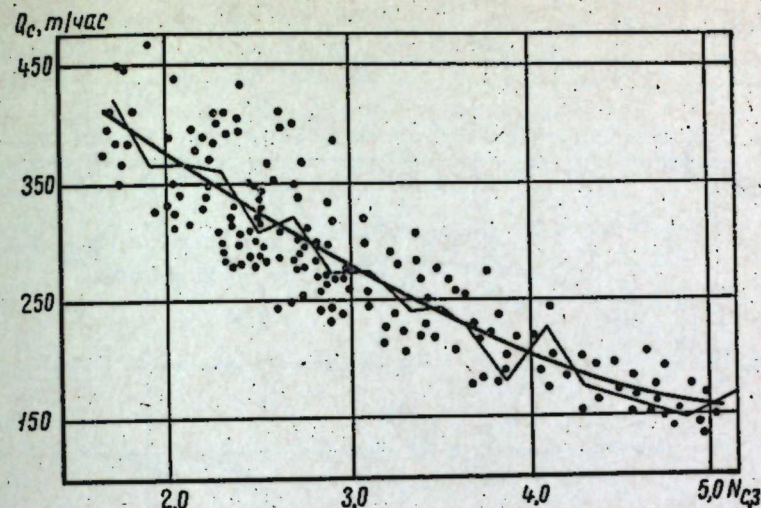


Рис. 33. Зависимость производительности локомотивосостава от количества составов, обслуживающих один перегрузочный экскаватор ЭКГ-8 (Сарбайское направление, руда с перегрузочного пункта).

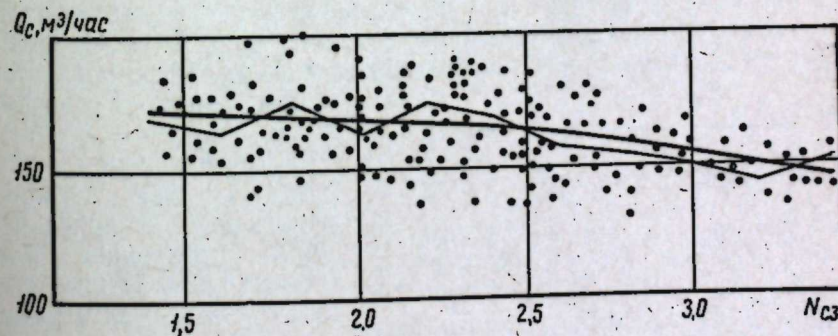


Рис. 34. Зависимость производительности локомотивосостава от количества составов, обслуживающих один забойный экскаватор ЭКГ-8 (Северное направление, рыхлая вскрыша).

Корреляционная зависимость часовой производительности экскаватора от количества обслуживающих составов приведена на рис. 35, 36, ее уравнение имеет вид, аналогичный выражению (14/2).

Изменение количества составов, обслуживающих один экскаватор, по-разному на каждом направлении влияет на производительность состава и экскаватора. На Северном направлении грузопотока увеличение количества составов с 2 до 3 на один экскаватор лишь незначительно уменьшает производительность локомотивосостава, в то время как производительность экскаватора увели-

чивается в 1,33 раза. Это указывает на недостаточную обеспеченность и значительные простои экскаваторов в ожидании транспорта.

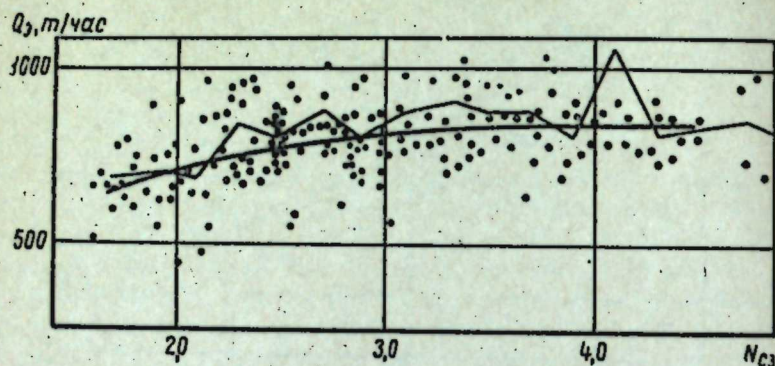


Рис. 35. Зависимость производительности перегрузочного экскаватора ЭКГ-8 от количества обслуживающих его локомотивов (Сарбайское направление, руда с перегрузочного пункта).

Незначительное изменение производительности подвижного состава свидетельствует о лучшей организации транспортного процесса, большей стабильности его работы и меньшей интенсивности движения, что подтверждается достигнутыми на этом направлении показателями.

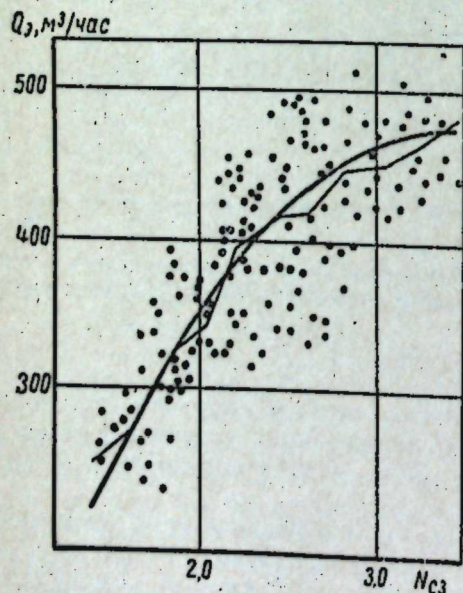


Рис. 36. Зависимость производительности забойного экскаватора ЭКГ-8 от количества обслуживающих его локомотивов (Северное направление, рыхлая вскрыша).

Характер кривых (см. рис. 34, 36) наглядно показывает наличие резервов снижения себестоимости погрузки вскрышных пород в карьере. Для Сарбайского направления при перевозке руды с перегрузочного пункта характерно резкое падение производительности составов. Увеличение количества составов на один экскаватор — с 2 до 3 — приводит к снижению их производительности в 1,35 раза, при этом производительность экскаватора повышается только на 11,5%. Дальнейшее увеличение количества составов

практически не повышает производительности экскаватора, и экономическая целесообразность такого мероприятия без значительного улучшения условий работы транспортных средств маловероятна.

Значительный разброс точек и величины коэффициентов корреляции (0,7—0,9) свидетельствуют о влиянии большого коли-

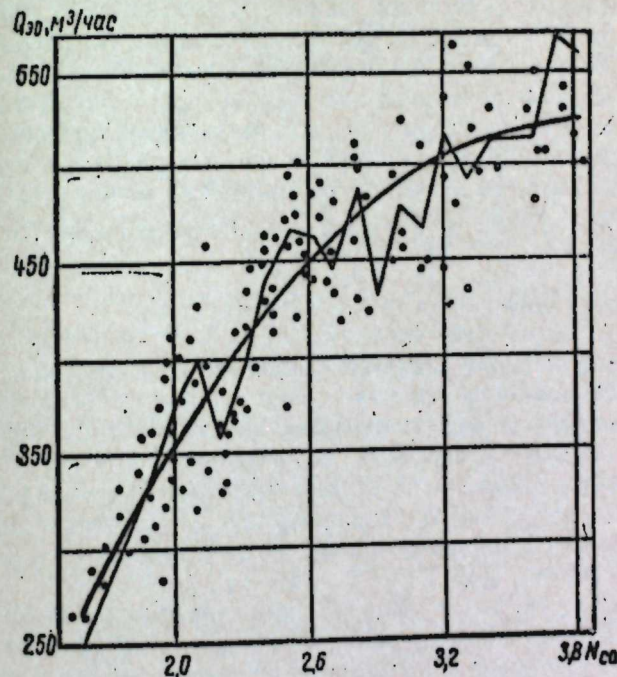


Рис. 37. Зависимость производительности отвального экскаватора ЭШ-6/60 от количества обслуживающих его составов (Северное направление, рыхлая вскрыша).

чества случайных факторов на транспортный процесс, о нестабильности его работы и несовершенстве организации. Значения случайных величин, расположенных выше корреляционной кривой, соответствуют современным возможностям и резервам производительности оборудования.

Основными причинами резкого падения производительности составов на Сарбайском направлении грузопотока являются: менее эффективная схема путевого развития от перегрузочного пункта до фабрики, и в том числе ст. Сарбай;

более высокая насыщенность транспортными средствами данного направления грузопотока и, в связи с этим, более высокая вероятность помех на пути следования поездов;

нестабильность работы приемных устройств фабрики, простои которых почти полностью парализуют работу всей системы и вызывают простои как экскаваторов, так и составов;

плохая организация транспортного процесса, вызванная недостатками путевого развития, отказами фабрики, отсутствием руды на перегрузочном пункте и т. д.

Как известно, на работу транспорта и забойных экскаваторов значительное влияние оказывает приемная способность отвалов. Производительность отвальных экскаваторов (рис. 37) для сложившихся условий каждого грузопотока определяется в основном следующими факторами: продолжительностью их исправного состояния, количеством поступающей горной массы и приемной способностью тупиков.

Так как при одном и том же количестве составов в работе количество забойных и отвальных экскаваторов может быть различным, то на один отвальный и забойный экскаватор приходится различное число составов. Их соотношение определяется зависимостью

$$N_{c.o} = \frac{1}{\lambda} N_{c.z}, \quad (15/2)$$

где $N_{c.o}$ — количество составов, приходящихся на один отвальный экскаватор;

λ — коэффициент, показывающий, соотношение количества отвальных и забойных экскаваторов.

Подставив в уравнение производительности отвальных экскаваторов приведенную выше зависимость, получим преобразованные уравнения производительности отвального экскаватора как функцию от λ и $N_{c.z}$.

Как следует из установленных зависимостей, выполнение одного и того же объема работ возможно с различным количеством оборудования и с различной степенью его разгрузки, что, естественно, оказывает влияние на себестоимость горной массы.

Излагаемый ниже метод позволяет определить с учетом эксплуатационной надежности рациональное количество локомотивосоставов, обслуживающих один забойный экскаватор, потребное количество экскаваторов в карьере и на отвале, обеспечивающих выемку, перевозку и укладку в отвал планируемого объема горной массы с минимальными затратами средств. Для Сарбайского рудника за расчетную единицу планируемого объема принято 10 млн. м³ вскрыши и 10 млн. т руды, которые необходимо выполнить в течение определенного времени (год). В соответствии с этим объемом производился дальнейший расчет.

Определение потребного количества забойных экскаваторов ЭКГ-8 производилось по формуле

$$n_{z.z} = \frac{Q_{год}}{\bar{T}_{p.z} \left[1 - K_{п.з} \left(1 - e^{-\frac{1}{K_{п.з}} \cdot \frac{t}{\bar{T}_{p.з}}} \right) \right] n_z D (a_z + b_z N_{c.z} + c_z N_{c.z}^2)} \quad (16/2)$$

Рабочий парк забойных экскаваторов

$$n_p^{z.z} = n_{z.z}^{z.z} S(t). \quad (17/2)$$

Потребное количество отвальных экскаваторов

$$n_{o.o}^{z.z} = \frac{n_p^{z.z} \lambda}{\left[1 - K_{п.о} \left(1 - e^{-\frac{1}{K_{п.о}} \cdot \frac{t}{\bar{T}_{p.о}}} \right) \right]} \quad (18/2)$$

Потребный рабочий парк локомотивосоставов

$$n_c^p = \frac{Q_{год}}{\bar{T}_{p.c} n_c D (a_c + b_c N_{c.z} + c_c N_{c.z}^2)}, \quad (19/2)$$

где n_z (n_c) — количество смен работы забойного экскаватора (состава) в сутки;

D — количество рабочих дней карьера в году;

$\bar{T}_{p.z}$ ($\bar{T}_{p.c}$) — математическое ожидание продолжительности исправного состояния подсистемы $\mathcal{E}(T)$ в смену.

Выбор рационального количества составов производился из условия минимума стоимости погрузки, транспортирования и укладки в отвал 1 м³ горной массы:

$$C = C_n + C_r + C_o, \quad (20/2)$$

$$C = \frac{S_{z.z}}{Q_{z.z}^c} + \frac{S_r}{Q_{л.с}^c} + \frac{S_o}{Q_{o.z}^c} + S_{np}, \quad (21/2)$$

где $S_{z.z}$, S_o , S_r — расходы на экскавацию, отвалообразование и транспорт, отнесенные к 1 машино-смене, руб.;

$Q_{z.z}^c$, $Q_{o.z}^c$, $Q_{л.с}^c$ — сменная производительность забойного, отвального экскаватора и локомотивосостава, м³(м);

S_{np} — прочие расходы, руб/м³(м).

Расходы на экскавацию, отвалообразование и транспорт, отнесенные к 1 машино-смене, разделены на расходы, зависящие от производительности оборудования $S_{пер}$, и малозависящие $S_{пн}$, принятые постоянными.

Величина переменных расходов определяется производительностью оборудования:

$$S_{пер} = \mu Q_z (л.с), \quad (22/2)$$

где μ — удельная величина переменных расходов, отнесенная к 1 м³(м) горной массы.

$$C = \frac{S_{z.z}^n}{\bar{T}_{p.z} (a_z + b_z N_{c.z} + c_z N_{c.z}^2)} + \frac{S_r^n}{\bar{T}_{p.c} (a_c + b_c N_{c.z} + c_c N_{c.z}^2)} + \frac{S_o^n}{\bar{T}_{p.o} (a_o + b_o N_{c.z} \frac{1}{\lambda} + c_o N_{c.z}^2 \frac{1}{\lambda^2})} + \mu_{z.z} + \mu_r + \mu_o + S_{np}. \quad (23/2)$$

По известному правилу отыскания экстремума функции с помощью производных определяются оптимальные значения $N_{с.з}$ и λ , соответствующие минимуму суммарной стоимости C .

Графическое изображение зависимости $C=f(N_{с.з}; \lambda)$ представлено на рис. 38, а результаты расчетов на основании фак-

тических данных для условий Сарбайского карьера приведены в табл. 37.

Более простое и достаточно точное для конкретного предприятия определение рациональных значений $N_{с.з}$ и λ можно получить с помощью последовательной подстановки данных в уравнение (13/2) с любым желанным приближением к минимуму. Обычно для этого требуется выполнение несложных вычислений.

Изложенный метод позволяет вести систематический анализ использования оборудования, корректировать его рациональное количество при изменении условий или объемов работ, учитывать совокупность местных особенностей. Метод также дает возможность правильно анализировать и учитывать эксплуатационную надежность оборудования, что является весьма важным при планировании работы всего предприятия.

Математическая обработка накопленных фактических данных в условиях действующего карьера позволяет вскрыть резервы снижения стоимости разработки горной массы, повышения производительности основного оборудования и правильно маневрировать техническими средствами.

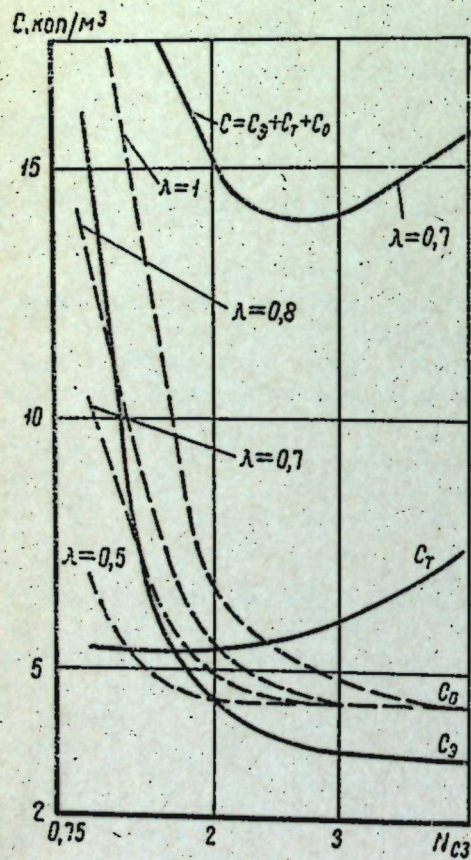


Рис. 38. Зависимость стоимости погрузки C_3 , транспортирования C_T и укладки в отвал C_0 1 м³ вскрыши от количества локомотивов, обслуживающих 1 экскаватор (Северное направление, рыхлая вскрыша).

Таблица 37

Грузопоток	Рациональное $N_{с.з}$		Потребное количество экскаваторов ЭКГ-8	Потребное количество рабочих составов	Рациональное λ	Потребное количество отвальных экскаваторов				Экономия	
						ЭКГ-4		ЭШ-6/60		на 1 м ³ (т), коп.	на 10 млн. м ³ (т), руб.
	в работе	инвентарное	в работе	инвентарное	в работе	инвентарное					
Сарбайское направление, вскрыша	2,6	5,35	8	13,8	0,85	4,55	6,15	—	—	1,2	120000
Сарбайское направление, руда	2,0	2,03	2,2	4,06	—	—	—	—	—	1,4	140000
Северное направление, вскрыша (на отвале ЭКГ-4)	2,8	3,25	4,55	9,1	0,8	2,6	4,13	—	—	2,05	205000
Северное направление, вскрыша (на отвале ЭШ-6/60)	2,7	3,3	4,6	8,9	0,7	—	—	2,3	2,9	2,1	210000

Влияние количества и эксплуатационной надежности работы локомотивосоставов на производительность транспортной системы

Железнодорожный транспорт современных крупных горнодобывающих предприятий представляет собой сложную систему, включающую, как правило, десятки локомотивов, сотни вагонов, сложную схему путевого развития и комплекс устройств и сооружений для обеспечения нормальной работы. Производительность системы зависит от количества транспортных средств, их производительности в единицу времени $Q_{ли}$ и продолжительности безотказной работы в течение рассматриваемого промежутка времени T_c^* .

$$Q_T = \sum_{i=1}^{N_p} Q_{ли}, \quad (24/2)$$

$$Q_T = f(N_p; Q_{ли}; T_c^*), \quad (25/2)$$

где N_p — рабочий парк поездов.

Рабочий парк локомотивосоставов определяется потребным объемом перевозок Q и их производительностью, которая зависит от расстояния перевозок, полезного веса поезда, размеров рабочего парка, времени погрузки и пр.

$$N_p = \varphi(Q; Q_{ли}), \quad (26/2)$$

$$Q_{ли} = \gamma(N_p; Q_c; L_r, \dots, t_{п.р}). \quad (27/2)$$

Зависимость производительности локомотивосоставов от их полезного веса, расстояния перевозок, уклонов, съездов, типа

основного горного оборудования достаточно полно исследована и представлена в технической литературе по карьерному транспорту. Однако на производительность поездов и системы в целом значительное влияние оказывают такие факторы, как размеры рабочего парка поездов, эксплуатационная надежность работы

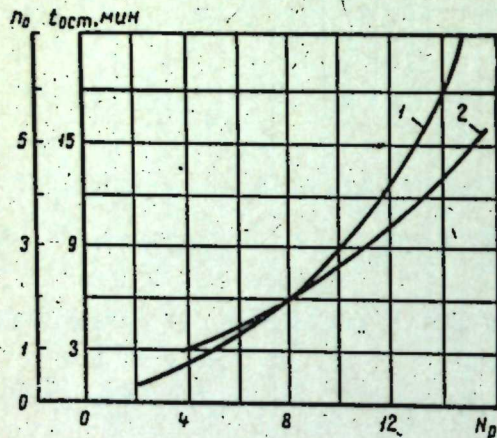


Рис. 39. Зависимость количества 1 и продолжительности 2 остановок поездов в течение рейса от количества работающих поездов.

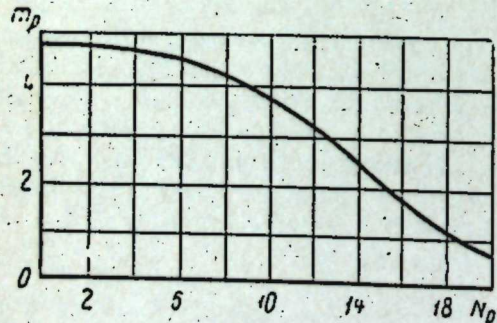


Рис. 40. Изменение количества рейсов локомотивосостава в течение смены с увеличением рабочего парка поездов.

$$n_0 = a + bN_p + cN_p^2 \quad (28/2)$$

С увеличением рабочего парка локомотивосоставов количество их рейсов в смену m_p и производительность снижаются по закону (рис. 40)

$$m_p = b_1 \operatorname{arccctg}(N_p - a_1) \quad (29/2)$$

$$Q_1 = c_1 \operatorname{arccctg}(N_p - d_1) \quad (30/2)$$

транспорта и оборудования смежных систем, организация движения поездов, специфика схем путевого развития и др.

Анализ фактических данных Сарбайского рудника о количестве работающих локомотивосоставов и их сменной производительности показывает, что с увеличением рабочего парка поездов производительность каждого из них уменьшается. Исследование причин показало, что с увеличением количества поездов увеличивается количество и продолжительность остановок в течение рейса (рис. 39), что приводит к снижению средней скорости движения, увеличению времени простоев и времени рейса в целом.

Корреляционная зависимость числа остановок от количества локомотивосоставов, находящихся в работе, имеет такой вид:

Эти формулы справедливы в пределах

$$1 \leq N_p \leq l, \quad (31/2)$$

где l — наибольшее практически возможное число локомотивосоставов в работе.

Количество остановок состава в течение рейса и, соответственно, количество рейсов в течение смены для определенной технологической схемы зависят от организации работы транспорта, особенностей схемы путевого развития и надежности основного оборудования.

Одной из важных причин, определяющих производительность локомотивосоставов, является наличие узлов пересечения и слияния грузопотоков, определяющих враждебность маршрутов следования поездов и очередность прохождения через них. Враждебные маршруты блокируются устройствами СЦБ, и устанавливается очередность прохождения маршрутов через такие узлы. Время задержки очередного состава

$$t_3 = t_{п.м} + t_{с.л} + t_{п}, \quad (32/2)$$

где $t_{п.м}$ — время приготовления маршрута, мин;

$t_{с.л}$ — время следования состава к узлу, мин;

$t_{п}$ — время прохождения поездом узла и освобождения блок-участка.

Время задержки поезда i -ой очередности в таком узле

$$t_{3i} = (i - 1)t_{п.р}, \quad (33/2)$$

где $t_{п.р}$ — среднее время, потребное для пропуска поезда через узел. Абсолютное значение t_3 зависит от средств СЦБ, места расположения узлов, длины перегонов, блок-участков, организации движения поездов и для различных узлов может быть различным.

Анализируя схему путевого развития рудника, основные направления грузопотоков, можно установить общее количество узлов пересечения и слияния грузопотоков B , причем в грузовом направлении таких узлов будет b_r , в порожнем b_n .

$$B = b_r + b_n. \quad (34/2)$$

Максимально возможное количество остановок поезда в таких узлах равно B , однако, как показывает анализ хронометражных наблюдений, фактическое среднее их количество никогда не достигает максимально возможного и зависит от рабочего парка поездов.

$$n_\phi = (N_p - 1)p_i, \quad (35/2)$$

где p_i — вероятность остановки поезда в узлах.

Вероятность остановки поездов из-за взаимных помех в узлах пересечения и слияния грузопотоков определяется плотностью и неравномерностью их движения, которая зависит от времени погрузки и разгрузки, типа погрузочного оборудования, расстояния перевозки с различных горизонтов, скоростей движения и веса поездов. На основании анализа фактических ма-

териалов установлена зависимость вероятности остановок поезда для Сарбайского рудника (рис. 41)

$$P_i = a'N_p + b'N_p^2, \quad (36/2)$$

причем $a' + b' = 0$.

Для определенной схемы транспортирования с определенным горно-транспортным оборудованием увеличение рабочего парка локомотивосоставов приводит к увеличению плотности движения и, соответственно, возможности создания взаимных помех в узлах и увеличения количества остановок. Уравнение этой зависимости:

$$p_i = aK_n + bK_n^2, \quad (37/2)$$

где a, b — эмпирические коэффициенты, определяемые на основании статистических данных, причем $a + b = 1$;

K_n — коэффициент плотности движения.

Количество рейсов локомотивосостава в смену

$$m_p = \frac{T_c^*}{T_p}, \quad (38/2)$$

где t_p — время рейса.

$$t_p = t_{пр} + t_{дв} + n_{ф}t_3, \quad (39/2)$$

где $t_{дв}$ — средневзвешенное время движения поезда;

$n_{ф}$ — количество остановок в течение рейса;

t_3 — наиболее вероятная продолжительность одной остановки;

$t_{пр}$ — время, затрачиваемое на погрузочно-разгрузочные операции, маневры и пр.

Наиболее вероятная продолжительность одной остановки поезда увеличивается с увеличением количества локомотивосоставов по закону (см. рис. 39).

$$t_3 = a_0N_p + b_0N_p^2, \quad (40/2)$$

где a_0, b_0 — эмпирические коэффициенты.

Таким образом,

$$m_p = \frac{T_c^*}{[t_{пр} + t_{дв} + p_i(N_p - 1)(a_0N_p + b_0N_p^2)]}, \quad (41/2)$$

а производительность поезда за смену

$$Q_{лп} = m_p Q_c,$$

где Q_c — полезный вес состава.

Суммарная производительность системы транспорта в течение смены

$$Q_r = \sum_{i=1}^{N_p} \left\{ \frac{T_c^* Q_c (1 - \tau_i \lambda_i)}{[t_{пр} + t_{дв} + p_i(N_p - 1)(a_0N_p + b_0N_p^2)]} \right\}, \quad (42/2)$$

где τ_i — наиболее вероятная продолжительность отказа, ч;
 λ_i — наиболее вероятная интенсивность появления отказов.

Таким образом, суммарная производительность системы транспорта в течение определенного промежутка времени пропорциональна продолжительности безотказной работы транспортных средств в течение рассматриваемого периода времени и зависит от их количества.

Однако на производительность системы транспорта оказывает влияние надежность работы смежных систем — погрузки и разгрузки, — что учитывается, соответственно, коэффициентами ε и β . Отказы смежных систем вызывают дополнительные простои подвижного состава — ожидание погрузки, ожидание разгрузки на отвале или фабрике. Продолжительность этих простоев может колебаться в широком диапазоне и зависит не только от времени ликвидации отказа смежной системы, но и возможности маневрирования транспортными средствами.

$$\varepsilon = f(\lambda_n; \tau_n; N_p), \quad (43/2)$$

$$\beta = \varphi(\lambda_p; \tau_p; N_p),$$

где $\lambda_n(\lambda_p)$ — интенсивность отказов системы погрузки (разгрузки);
 $\tau_n(\tau_p)$ — наиболее вероятная продолжительность отказа системы погрузки (разгрузки).

Абсолютные значения коэффициентов зависят от технического состояния забойных, отвальных, перегрузочных экскаваторов, фабрики, системы энергоснабжения и целого ряда горно-технических факторов, определяющих условия работы этих элементов и их надежность. Для Сарбайского рудника эти значения определены в результате обработки статистических материалов:

$$\varepsilon = 0,057 \div 0,08; \beta = 0,04 \div 0,07.$$

Производительность транспорта с учетом влияния надежности смежных систем определяется по формуле

$$Q_r = \sum_{i=1}^{N_p} \left\{ \frac{T_c^* Q_c (\varepsilon + \beta) (1 - \tau_i \lambda_i)}{[t_{пр} + t_{дв} + p_i(N_p - 1)(a_0N_p + b_0N_p^2)]} \right\}. \quad (44/2)$$

Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. С увеличением рабочего парка поездов увеличивается количество и продолжительность остановок в течение рейса, что приводит к увеличению времени оборота и снижению производительности транспортных средств.

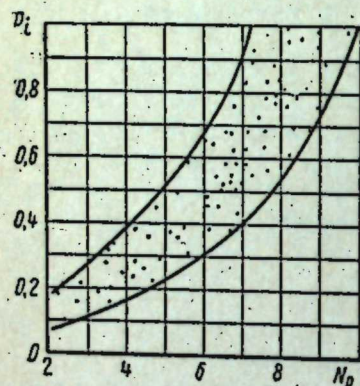


Рис. 41. Вероятность остановки поезда в течение рейса в зависимости от размеров рабочего парка поездов.

2. При определении возможной производительности транспорта, планировании его работы и нормировании оборота поездов необходимо учитывать: а) эксплуатационную надежность как самого транспорта, так и смежных с ним систем, б) наличие минимальных неизбежных простоев поездов, зависящих от размеров рабочего парка.

3. При проектировании схем путевого развития необходимо производить их оценку по критерию враждебности маршрутов и стремиться к сокращению количества узлов слияния и пересечения грузопотоков.

Безопасность движения поездов на руководящих уклонах

Обеспечение безопасной и высокопроизводительной работы поездов на руководящих уклонах путей является в настоящее время одним из актуальнейших вопросов совершенствования железнодорожного транспорта. Создание современных мощных тяговых агрегатов из электровозов управления и двух-четырех моторных думпкарв позволит осуществить вождение поездов весом 1200—1600 т на уклонах 60—80‰. Однако одним из препятствий для их использования на этих уклонах является неспособность пневматического автотормоза обеспечить безопасность движения. Уже при уклонах путей 35—40‰ он не совсем удовлетворяет требованиям высокопроизводительной работы.

С целью поиска технических средств повышения безопасности движения поездов нами в 1965—1966 гг. проведены промышленные экспериментальные работы и теоретические исследования на транспорте Качканарского и Соколовско-Сарбайского ГОКов. Задача решалась для следующих условий: а) карьеры глубинного типа с движением порожних поездов на спуск при существующих уклонах трасс; б) карьеры нагорного типа с движением груженых поездов на опуск при существующих уклонах трасс; в) карьеры глубинного и нагорного типа с уклонами путей 60—80‰.

Торможение порожних поездов на уклонах путей до 40‰

Эксперименты выполнялись с помощью тензометрии. На осциллограммах записывалась сила нажатия тормозных колодок, скорость движения поезда и тормозной путь, давление воздуха в тормозном цилиндре и тормозные марки, указывающие положение рукоятки крана машиниста, отметки времени и явлений.

Поезд был сформирован из 5 думпкарв грузоподъемностью 100 т. Вес порожнего поезда с локомотивом ЕЛ-1 420 т, груженого — 820 т. Все опытные вагоны оборудованы автоматиче-

ским тормозом (усл. № 270—002) и композиционными колодками 6КВ-10.

Проведено около 200 опытных торможений как в условиях нормальной работы состава, так и при специальных опытных поездках. Специальные поездки преследовали цель создания условий и регистрации исследуемых параметров в ситуациях, приводивших ранее к аварийным уходам груженых составов в карьер. Для обеспечения безопасности при этом были проведены специальные подготовительные работы: закрыто движение на перегоне; маршрут следования приготовлен на путь горизонта, имеющего подъем, который должен был погасить скорость движения поезда в случае невозможности остановки его с помощью наличных тормозных средств; тщательно разработан порядок проведения поездок и пр.

Основное содержание эксперимента заключалось в следующем: груженный состав весом 820 т разгонялся на горизонте и поднимался по выездной траншее до определенного фиксируемого места, отключалась тяга и поезд двигался на подъем 40‰ в режиме выбега до момента остановки, затем под влиянием собственного веса скатывался вниз по уклону в течение некоторого (фиксируемого) периода времени, после чего включалось экстренное или полное служебное торможение и состав тормозился до полной остановки.

С момента поворота рукоятки крана машиниста в тормозное положение начинают последовательно вступать в действие тормоза первого (головного) и остальных вагонов. В результате неодновременности действия тормозов, определяющейся скоростью распространения тормозной волны, возникают дополнительные продольно-динамические усилия, воздействующие на подвижной состав.

После включения служебного торможения через 1,5—1,7 сек на первом вагоне и через 3,5—3,7 сек на последнем наблюдается появление силы нажатия тормозных колодок. При экстренном торможении проходит соответственно 0,5—0,7 и 2,0—2,5 сек. При расстоянии между воздухораспределителями первого и пятого вагонов 64,4 м расхождение во времени появления силы нажатия составило 1,5—2 сек. К моменту появления силы нажатия тормозных колодок у последнего вагона на головном усилии достигает 20—22% максимального.

Как показали экспериментальные исследования, после отключения тяги замедление груженого поезда на подъеме происходит весьма интенсивно, величина потери скорости в среднем 1,17 км/ч за 1 сек, что соответствует замедлению 0,325 м/сек². При скорости движения поезда на подъеме 17—22 км/ч от момента отключения тяги до остановки проходит 14—19 сек. С момента начала обратного движения поезда под влиянием собственного веса до включения автотормоза выдерживалось время в пределах до 10 сек, в течение которых скорость поезда воз-

растала до 11,5—12,5 км/ч. Через 0,7—1,5 сек после включения автотормоза (рис. 42) на головном думпкере появлялась сила нажатия тормозных колодок, которая непрерывно возрастала и через 15—17 сек при экстренном (ЭТ) и 24—28 сек при полном служебном торможении (ПСТ) достигала максимального значения: 8—8,3 т/ось.

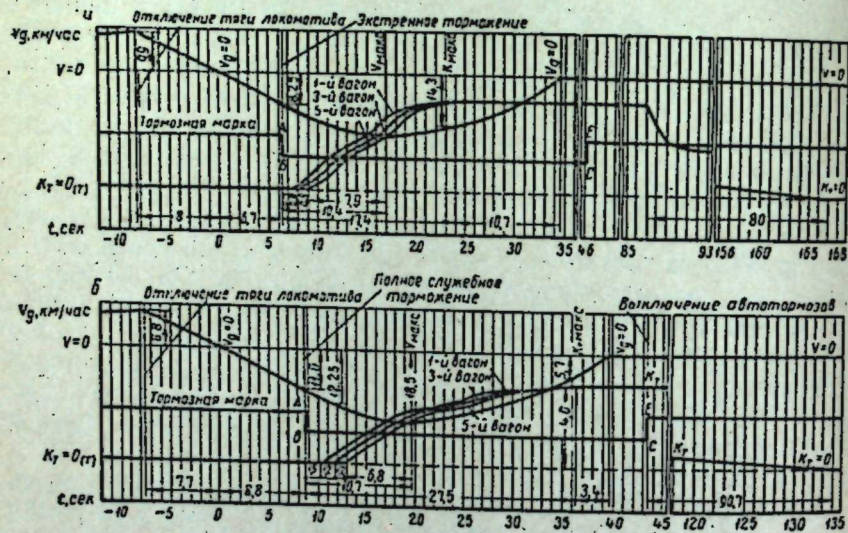


Рис. 42. Осциллограммы торможения грузового поезда на уклоне 40°/00.

В течение 10,4—10,7 сек после приведения в действие тормоза происходит возрастание скорости поезда (с 8,25 до 16 км/ч при ЭТ и с 11 до 18,5 км/ч при ПСТ) с постепенным уменьшением ускорения. Продолжительность следующего периода тормозного процесса — снижение скорости движения поезда зависит от начальной скорости и составляет в нормальных условиях 15—25 сек. Как показал анализ результатов специальных поездок, исправное состояние тормозной системы даже при низком коэффициенте сцепления позволяет остановить (ЭТ) грузовой поезд через 20—22 сек после начала движения его на спуске под влиянием собственного веса.

Полный тормозной путь S_T , проходимый поездом от начала торможения до остановки, определяется как сумма

$$S_T = S_n + S_d, \quad (45/2)$$

где S_n — путь подготовки тормозов, м;

S_d — действительный тормозной путь, м.

Путь подготовки можно определить из уравнения движения точки с переменной скоростью

$$S_n = \int v dt \text{ м.} \quad (46/2)$$

При условии, что ускорение поезда a в рассматриваемом интервале скоростей постоянно, имеем

$$S_n = \frac{v_n t_n}{3,6} + \frac{a t_n^2}{2} = \frac{v_n t_n}{3,6} + \frac{q}{2(1+\gamma)} (\pm i - \omega_0) t_n^2 \cdot 10^{-3} = \frac{v_n t_n}{3,6} + 4,62 \cdot 10^{-3} (\pm i - \omega_0) t_n^2 \text{ м.} \quad (47/2)$$

В течение подготовительного периода скорость поезда возрастает с v_n до v_n ,

$$v_n = v_n + \frac{q \cdot 3,6 \cdot 10^{-3}}{(1+\gamma)} (\pm i - \omega_0) t_n \text{ км/ч,} \quad (48/2)$$

здесь t_n — время подготовки тормозов, сек;

i, ω_0 — кг/т;

v_n — скорость поезда в начальный момент торможения, км/ч.

Уравнение движения поезда запишем так:

$$B_T + W + (P + Q) i_k = Ma, \quad (49/2)$$

где B_T — тормозная сила поезда, кг;

W — сопротивление движению поезда, кг;

Q — вес состава поезда, кг;

P — вес локомотива, кг;

M — масса поезда, кг/сек² · м;

a — замедление поезда, м/сек²;

i_k — величина приведенного уклона, ‰ (при спуске берется с минусом, при подъеме с плюсом).

Принимая ускорение силы тяжести 127 000 км/ч², можно для 1 т веса поезда при бесконечно малых изменениях скорости записать

$$\frac{dv}{dt} = \frac{B_T + W + (P + Q) i_k}{P + Q} \cdot \frac{127000}{1000} = 127 (b_T + \omega_0 + i_k) \text{ км/ч}^2, \quad (50/2)$$

где b_T — удельная тормозная сила поезда, кг/т;

ω_0 — удельное сопротивление движению поезда, кг/т.

С учетом влияния вращающихся масс

$$\frac{dv}{dt} = \frac{127 (b_T + \omega_0 + i_k)}{1 + \gamma} \quad (51/2)$$

Коэффициент γ , учитывающий влияние инерции вращающихся масс, может быть подсчитан для каждого конкретного случая по формуле

$$\gamma = \sum \frac{J \omega_0^2}{2}, \quad (52/2)$$

где J — полярный момент инерции;

ω_0 — угловая скорость вращающихся частей.

Обычно принимается $\frac{127}{1 + \gamma} = 120$. Тогда выражение примет следующий вид:

$$\frac{dv}{dt} = 120 (b_T + \omega_0 + i_k). \quad (53/2)$$

Умножим обе части выражения на v и преобразуем:

$$vdt = dS = \frac{v dv}{120 (b_T + \omega_0 + i_K)} \quad (54/2)$$

Интегрируя это выражение в пределах пути S_n и S_{n+1} и в соответствующих этим точкам пути пределах скорости v_n и v_{n+1} , получаем

$$S_{n+1} - S_n = \frac{1}{120} \int_{v_n}^{v_{n+1}} \frac{v dv}{(b_T + \omega_0 + i_K)}$$

или

$$S_{n+1} - S_n = \frac{4,17 (v_n^2 - v_{n+1}^2)}{b_T + \omega_0 + i_K} \text{ м} \quad (55/2)$$

при $L = 120$.

От скорости, достигнутой поездом в период подготовки, до остановки действительный тормозной путь будет равен

$$S_A = \sum \frac{500 (v_n^2 - v_{n+1}^2)}{L (b_T + \omega_0 + i_K)} \text{ м.} \quad (56/2)$$

Учитывая изложенное выше, формула для подсчета S_T примет следующий вид:

$$S_T = \frac{v_n^2}{3,6} + 4,62 \cdot 10^{-3} (\pm i - \omega_0) t_n^2 + \sum \frac{500 (v_n^2 - v_{n+1}^2)}{(b_T + \omega_0 + i_K) L} \text{ м.} \quad (57/2)$$

Время подготовки автотормозов при ЭТ равно 8,2 сек, при ПСТ — 13,2 сек.

Вышензложенный аналитический метод дает несколько завышенную величину тормозного пути, особенно при движении поезда со скоростью 10—20 км/ч. Объясняется это тем, что при такой скорости экстренное торможение происходит в неустановившемся режиме и нажатие тормозных колодок достигает максимального значения или в момент остановки поезда, или даже позднее.

Как показали эксперименты, возрастание силы нажатия происходит неравномерно и более интенсивно в начале торможения. Это приводит к созданию в начальный период большей фактической тормозной силы, чем предполагаемая при равномерном возрастании. С увеличением времени торможения влияние этого фактора уменьшается и расчетные результаты более близки к фактическим.

Для определения тормозного пути с учетом фактических сил нажатия и скорости движения в конкретной обстановке использован метод численного интегрирования, который наиболее полно учитывает условия торможения. Расчеты выполнены по интервалам времени (1—3 сек) при условии постоянства величин действующих сил в принятом интервале времени. При составлении расчетных таблиц использованы экспериментальные дан-

Таблица 38

$v_{нач}$ км/ч	Тормозной путь ($i=40\%$), м							
	Композиционные колодки				Чугунные колодки			
	Порожний поезд		Грузеный поезд		Порожний поезд		Грузеный поезд	
	ЭТ	ПСТ	ЭТ	ПСТ	ЭТ	ПСТ	ЭТ	ПСТ
10	33,8	48,2	64,5	108,0	34,3	47,5	84,2	206,2
20	67,0	100,0	118,6	196,5	91,4	143,0	312,3	627,5
30	108,0	166,4	315,7	—	196,0	282,0	—	—
40	176,4	244,0	322,2	—	269,7	408,3	—	—
50	331,0	—	—	—	—	—	—	—

ные, полученные в летних условиях (рельсы сухие, температура воздуха 20—30°).

Расчеты (табл. 38) производились при условии ограничения удельной тормозной силы величиной силы сцепления колес с рельсами $\phi=0,12$. Ограничение тормозной силы введено для определения тормозного пути при неблагоприятных условиях торможения — пониженном коэффициенте сцепления колес с рельсами.

Зависимости тормозного пути от скорости движения поезда в момент начала торможения приведены на рис. 43.

Анализ полученных результатов показывает, что исследуемая система автотормозов позволяет обеспечить остановку поезда в пределах нормативного пути при спуске на уклоне 40‰ и начальной скорости: порожнего — 35—40 км/ч, грузеного — 25—28 км/ч.

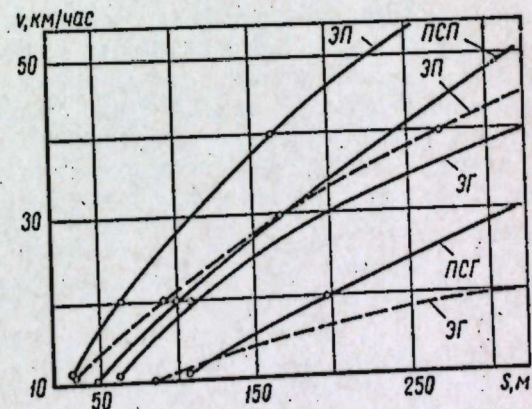


Рис. 43. Зависимость тормозного пути от скорости движения поезда на уклоне 40‰. Сплошные линии — композиционные тормозные колодки; пунктир — чугунные колодки; ЭП(ЭГ) — экстренное торможение порожнего (грузеного) поезда; ПСП(ПСГ) — полное служебное торможение порожнего (грузеного) поезда.

Эффективность применения композиционных тормозных колодок

Как известно, основные требования, предъявляемые к тормозным колодкам, заключаются в том, чтобы замедляющее усилие было максимальным (допускаемым силой сцепления колес с рельсами) в широком диапазоне скоростей, износ колодок ми-

нимальным, а коэффициент трения при изменении температуры стабильным.

При коротких перегонах, частых остановках и крутых уклонах служебное торможение применяется очень часто, в среднем 10—12 раз в течение рейса, причем 6—8 раз — при движении порожняком. Большое число торможений с интервалом 3—5 мин в течение рейса и в особенности при движении на затяжных спусках с уклоном 40‰ резко повышает температуру чугунных тормозных колодок, снижая коэффициент трения и повышая их износ. Образующаяся в результате торможения пыль приводит к интенсивному износу гребня бандажа, попадая между боковой гранью колодки и ребром колеса. Кроме того, чугунная пыль оседает на ходовых частях, электрических приборах, вызывая износ подшипников и приводя к неисправностям электрического оборудования локомотивов.

Пластмассовые колодки из-за низкой теплопроводности являются как бы термозоляторами и могут выдержать, мало изменяя коэффициент трения, многократное торможение, что характерно для условий открытых горных работ. Из-за значительно меньшего износа пластмассовых колодок пыли образуется меньше, она не обладает электропроводностью, менее абразивна, легко уносится с деталей.

Более высокий коэффициент трения дает возможность снизить тормозное давление при одновременном сокращении тор-

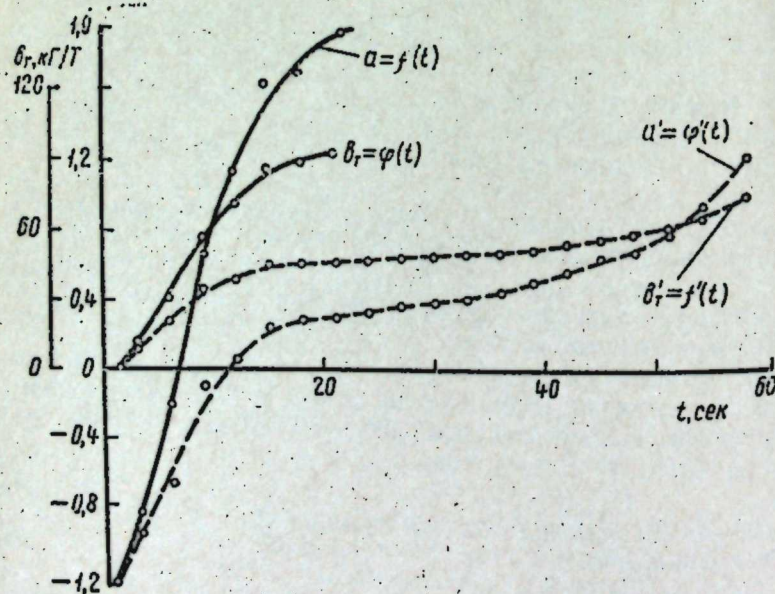


Рис. 44. Сравнительная эффективность экстренного торможения поезда при композиционных (сплошные линии) и чугунных (пунктирные линии) колодках: μ — замедление поезда, км/ч/сек; μ_r — удельная тормозная сила, кг/т.

мозного пути. Экспериментальные данные показывают, что при торможении порожнего поезда, идущего со скоростью 18—25 км/ч на уклоне 40‰, нажатие тормозных колодок в момент остановки поезда достигает 2,5—3 т, т. е. 60—75% максимального. Эффективность применения пластмассовых и чугунных колодок характеризуется удельной тормозной силой, которую создают автотормоза с помощью этих колодок (рис. 44).

Опыт Сарбайского карьера показал, что с использованием композиционных тормозных колодок увеличилось количество ползунов на поверхности катания колес, которые оказывают вредное динамическое воздействие на путь и подвижной состав, ускоряя их износ и разрушение. Кроме того, резко увеличился объем ремонта колесных пар.

Возникновение ползунов связано с заклиниванием колесных пар вагонов, когда сила трения между колесами и колодками превышает силу сцепления колес с рельсами. Основные причины их образования: движение при включенном тормозе или замедленное отключение тормозов, вызываемое неисправностями воздухораспределителей; неправильное управление автотормозами; трогание с места заторможенного состава; превышение силы нажатия на тормозные колодки при движении порожнего состава с режимом воздухораспределителей, установленным для груженого состава.

Одним из наиболее опасных случаев образования ползунов является заклинивание колесных пар, начинающееся при отправлении порожнего поезда, когда рельсы покрыты инеем, смазкой, слегка смочены или загрязнены. Заклинивание происходит, когда резко уменьшается коэффициент сцепления.

Продолжительность отпуска тормозов, оказывающая влияние на образование ползунов, зависит от чувствительности воздухораспределителей, способа и глубины торможения, величины давления в главном резервуаре при отпуске, а также чистоты сеток, фильтров у воздухораспределителей, пропуска манжетов и пр.

Внедрение пластмассовых тормозных колодок вызвало необходимость опытным путем устанавливать эффективность торможения поездов в различных режимах движения и на различных уклонах. Машинист при выборе способа и степени торможения руководствуется своим опытом и интуицией. Научно обоснованных рекомендаций по выбору режима торможения при композиционных колодках для условий открытых горных работ нет. Поэтому в ближайшее время необходимо провести специальные исследования и разработать оптимальные режимы торможения в различных условиях движения поезда.

В процессе наших экспериментальных работ проводились наблюдения за износом тормозных колодок. Отмечено, что интенсивность износа колодок на различных вагонах поезда и даже на различных осях не одинакова. Неравномерность износа свидетельствует о неравномерном распределении тормозного

усилия на колесные пары вагона из-за потерь в шарнирных соединениях, деформации элементов рычажной передачи.

Неравномерность распределения нажатия, одновременная установка новых и изношенных (на 50% и более) колодок на вагоне затрудняет регулировку тормоза. При смене тормозных колодок необходимо подбирать и устанавливать их так, чтобы они обеспечивали равномерное нажатие на все оси и не приводили к перекосам.

По тормозным расчетам для порожнего поезда на уклоне 40‰ (движущегося со скоростью 50 км/ч) при коэффициенте сцепления 0,12 (загрязненные, слегка смоченные рельсы, иней и пр.) через 12 сек после включения ЭТ удельная тормозная сила достигнет 133 кг/т и превысит силу сцепления. Вследствие неравномерности распределения нажатия колодок по осям вагона и поезда начнется проскальзывание отдельных колесных пар, по мере возрастания нажатия на колодки проскальзывание будет увеличиваться. Так как при проскальзывании коэффициент сцепления уменьшается, скорость поезда будет увеличиваться, возникнет явление юза. В момент юза между колесом и рельсом действует коэффициент трения, который меньше коэффициента сцепления. Скорость поезда будет возрастать, и остановить его на спуске в траншее практически невозможно.

Ограничение нажатия на тормозные колодки, не допускающее превышения тормозной силы над силой сцепления, привело бы к увеличению тормозного пути, но не к полной потере управления поездом. В связи с этим возникает необходимость обязательно оборудовать поезда специальными устройствами, автоматически регулирующими режим торможения.

Торможение груженых поездов на спусках с уклонами 30—35‰

Условия работы железнодорожного транспорта на Главном карьере Качканарского ГОКа (КГОК) имеют особенности из-за отработки нагорной части карьера и горного рельефа поверхности. Если при отработке карьеров глубинного типа под уклон поезда движутся порожними и расчет тормозных систем производится из условия торможения порожнего состава с предельно допустимых скоростей, то на КГОКе спускаются груженные поезда. Следует отметить, что спуск груженных поездов на уклонах 30—35‰ более опасен и предъявляет более высокие требования к тормозной системе, нежели спуск порожних на уклонах 35—40‰.

Опыт КГОКа показал, что применяемое сейчас тормозное оборудование, и особенно чугунные колодки, недостаточно удовлетворяют требованиям безопасности. Во избежание потери управления поездом и превышения длины тормозных путей потребовалось в два раза снизить скорость на уклонах свыше 30‰.

Это привело к снижению производительности транспорта и карьера в целом.

В 1966 г. проведены промышленные экспериментальные и теоретические исследования параметров движения поездов и параметров тормозных процессов. Одним из рассмотренных и впоследствии внедренных в практику мероприятий был переход на композиционные тормозные колодки. В процессе экспериментов сравнивалась эффективность автотормозов с чугунными и композиционными колодками, а также определялись условия рационального применения композиционных колодок.

Тормозная колодка из композиционного материала по конструктивным размерам может заменить стандартную чугунную колодку, поэтому не требуется конструктивных изменений элементов крепления. Однако при сохранении расчетного давления воздуха в тормозном цилиндре и передаточного числа рычажной передачи неизменными значительно увеличивается тормозная сила, которая, превышая силу сцепления колес с рельсами, приводит к проскальзыванию, а затем к юзу.

Поэтому необходимо ограничение силы нажатия на тормозные колодки.

Величина эксплуатационного коэффициента трения колодок из материала 6КВ-10 колеблется от 0,24 до 0,30 и мало зависит от скорости движения поезда. Колодка легче стандартной чугунной в 3,6 раза, что улучшает условия работы осмотровиков вагонов.

Нами определялась фактическая длина тормозного пути при ПСТ груженого и порожнего поезда, оборудованного композиционными и чугунными колодками, на горизонтальных участках и на уклонах 35‰. Установлены основные параметры тормозного процесса:

- возрастание давления воздуха в тормозном цилиндре и силы нажатия тормозных колодок;

- основное сопротивление движению порожнего и груженого поезда;

- скорость распространения тормозной волны;
- фактическое значение силы нажатия тормозных колодок в различные моменты времени при торможении поезда.

На основании полученных данных методом численного интегрирования произведены расчеты тормозного пути при различных скоростях движения поезда и сопоставлены с фактическими (рис. 45). Расчетные и фактические данные хорошо согласуются друг с другом. Анализ фактических и расчетных данных показывает, что тормозная система поезда при использовании композиционных колодок обеспечивает безопасное движение груженных и порожних поездов (соответственно и режимы воздухораспределителей) на уклонах 35‰ со скоростями не менее 35 км/ч. Однако, исходя из ограничения допустимых скоростей движения вагонов и технического состояния железнодоро-

рожных путей, максимальная скорость движения поездов на спуске 30—35‰ принята 30 км/ч.

В КГОКе наиболее опасными условиями работы поездов являются:

спуск груженого поезда весом 1406—1420 т на уклоне 35‰;

спуск порожнего поезда весом 606—620 т на уклоне 35‰.

Выбор рационального давления воздуха в тормозном цилиндре для грузового режима воздухораспределителя (ВР) производится по следующим условиям: 1) обеспечение торможения до полной остановки груженого поезда весом 1420 т на уклоне 35‰ при ПСТ со скоростью 30 км/ч на расстоянии нормативного тормозного пути; 2) тормозная сила не должна превышать силу сцепления колес с рельсами. При предельно допустимом коэффициенте сцепления колеса с рельсом в момент торможения 0,12 это условие можно записать как $\sigma_t \leq 120 \text{ кг/т}$.

Рис. 45. Зависимость тормозного пути от начальной скорости движения при полном служебном торможении груженого поезда:

1 — чугунные колодки, $\alpha - i = 35\text{‰}$; б — $i = 0$. $P = 4,1 \text{ ат}$; 2 и 3 — композиционные колодки, $P = 3,9 \text{ ат}$ и $P = 4,1 \text{ ат}$.

При изменении давления воздуха в тормозном цилиндре (путем регулировки воздухораспределителей) максимальная сила нажатия тормозных колодок изменяется практически по

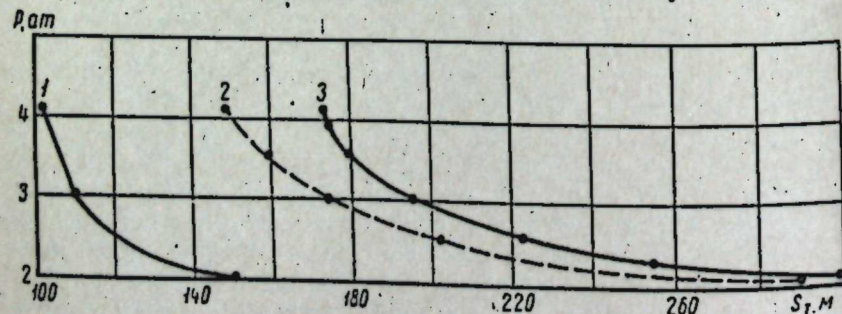


Рис. 46. Зависимость тормозного пути S_t от давления воздуха P в тормозном цилиндре при торможении на уклоне 35‰:

1 — $V = 20 \text{ км/ч}$; 2 и 3 — $V = 30 \text{ км/ч}$ (2 — с учетом сопротивления кривых, два Д-100 и восемь груженых думпкаров; 3 — без учета сопротивления кривых, ТЭМ-1 и восемь груженых думпкаров).

линейному закону. Снижение давления (рис. 46) с 4,1 до 3 ат увеличивает длину тормозного пути груженого поезда на 16—17‰, при этом максимальное значение удельной тормозной силы снижается с 98—100 до 81—82 кг/т. При снижении давления воздуха в тормозном цилиндре даже до 2,5 ат тормозная система позволяет остановить груженный поезд на уклоне 35‰. Однако, учитывая, что испытания проводились на новых вагонах в благоприятных климатических условиях и экспериментальные данные являются наиболее высокими, уменьшать давление в тормозном цилиндре ниже 3,5 ат не следует. Это обуславливают следующие факторы:

1) техническое состояние тормозных приборов вагонов, находящихся длительное время в эксплуатации, значительно хуже, чем у новых;

2) деформация рычажной передачи, особенно изгибы и перекосы триангелей, износ шарнирных соединений, деформация элементов крепления колодок, их сползание с колеса, неточная регулировка рычажной передачи, особенно при установке на вагоне колодок с различной степенью износа, приводит к неравномерному распределению силы нажатия по осям вагона и к снижению суммарной силы нажатия тормозных колодок в целом по составу;

3) ухудшение работы тормозной системы поезда в зимний период;

4) возможность нарушения нормальной работы в тормозных приборах одного или группы вагонов состава при движении его на спуске 35‰.

Как указывалось ранее, тормозная система вагонов, оборудованных композиционными колодками с повышенным коэффициентом трения, способна создавать при торможении порожнего поезда на грузовом режиме ВР тормозную силу, превышающую силу сцепления колес с рельсами, что приводит к возникновению юза и потере управляемости поезда на спусках 30—35‰. Перевод ВР на грузовой и порожняковый режим требует введения новой операции в процесс обработки поездов. Однако наблюдения показывают, что дополнительных затрат времени это не требует, так как перевод режимов ВР совмещается с осмотром и проверкой тормозов.

В связи с этим большой интерес представляет вопрос определения такого давления воздуха в тормозном цилиндре, при котором возможно было бы безопасное движение груженых и порожних поездов без изменения режимов ВР. Основным условием в этом случае является непревышение удельной тормозной силы порожнего поезда допустимой величины по условию сцепления колеса с рельсом и обеспечение торможения груженого поезда на уклоне 35‰ в пределах нормативного тормозного пути.

Анализ зависимостей максимальной удельной тормозной

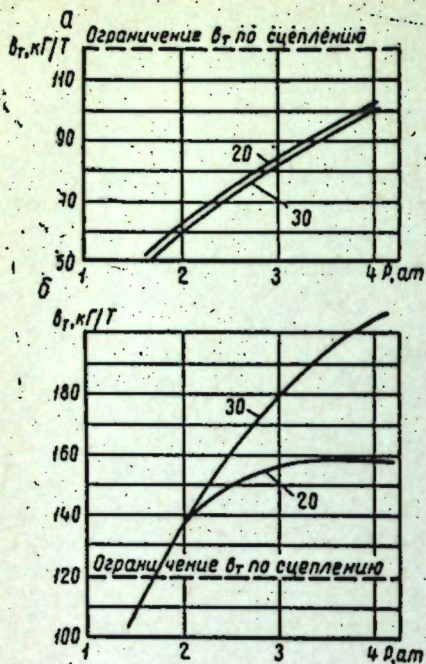


Рис. 47. Зависимость максимальной значения удельной тормозной силы δ_t от давления воздуха в тормозном цилиндре P при полном служебном торможении поезда на уклоне 35‰. а — грузный поезд; б — порожний поезд. Цифры на кривых — скорость в км/ч.

160 кг/т, что в 1,7—1,75 раза превышает допустимую величину по условию сцепления;

5) максимальное значение удельной тормозной силы при ПСТ порожнего поезда достигает предельно допустимой величины при давлении воздуха 1,7 ат.

Так как в диапазоне давлений воздуха в тормозном цилиндре 2—3,5 ат максимальное значение удельной тормозной силы порожнего поезда превышает допустимую величину, а снижение давления воздуха для грузного поезда ниже этого предела недопустимо, безопасная работа грузных и порожних поездов с единым режимом ВР невозможна.

Внедрение новых колодок, помимо повышения безопасности движения и улучшения условий труда, позволило достигнуть значительного экономического эффекта, определяющегося следующими основными преимуществами композиционных колодок:

увеличением срока службы в 4—5 раз по сравнению с чугунными;

повышением скорости движения поездов и, соответственно,

силы при ПСТ грузного и порожнего поезда (рис. 47, 48) показывает следующее:

1) максимальное значение удельной тормозной силы наблюдается в момент снижения скорости поезда до 10—5 км/ч, т. е. в конце торможения;

2) максимальное значение удельной тормозной силы грузного поезда при ПСТ на уклоне 35‰ со скоростью 20—30 км/ч достигает величины 96—100 кг/т и не превышает предельно допустимой;

3) при снижении давления воздуха в тормозном цилиндре до 3,2—3,5 ат максимальное значение удельной тормозной силы снижается до 85—93 кг/т (грузный поезд);

4) максимальное значение удельной тормозной силы (при давлении воздуха в тормозном цилиндре 4,1 ат) порожнего поезда при ПСТ на спуске 35‰ со скорости 30 км/ч достигает 200—205 кг/т, со скорости 20 км/ч достигает 155—

сокращением времени оборота поездов и повышением их производительности на 6—7%;

сокращением времени обработки состава за счет увеличения периода между регулировками рычажной передачи вагонов и заменой колодок и более быстрой замены изношенных колодок;

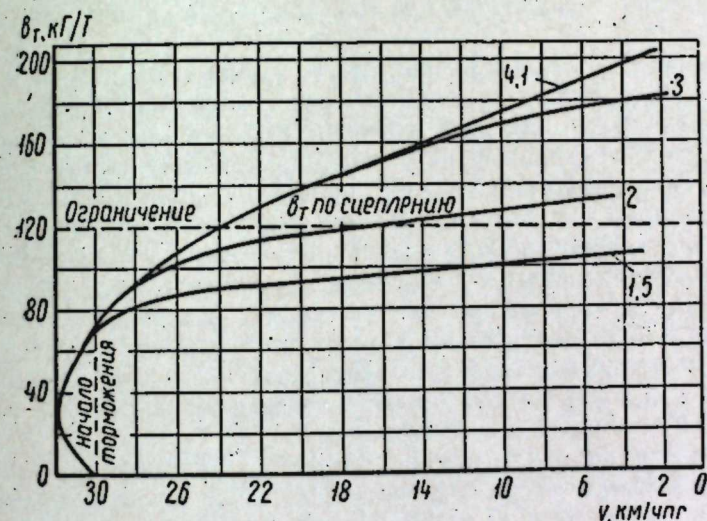


Рис. 48. Изменение удельной тормозной силы δ_t в процессе полного служебного торможения порожнего поезда на уклоне 35‰ со скорости 30 км/ч при установленном давлении воздуха в тормозном цилиндре P ат (цифры на кривых).

применение композиционных колодок позволяет снизить давление воздуха в тормозном цилиндре, что улучшает условия работы элементов тормозной системы и повышает их надежность; улучшением условий и экономией затрат труда работников вагонной службы;

экономией металла.

Экономический эффект от внедрения композиционных колодок на КГОКе составляет свыше 50 тыс. руб. в год.

Тормозные средства для работы поездов на уклонах 60—80‰

Применение композиционных колодок, повышающее в 1,4—1,6 раза эффективность пневматического автотормоза, фактически исчерпывает основной резерв его совершенствования и ограничивает область использования поездов с существующей системой тормоза уклонами до 60‰. Увеличение уклонов требует принципиально новых тормозных средств, действие которых не зависит от коэффициента сцепления колеса с рельсом.

Одним из возможных и наиболее перспективных для карьерного железнодорожного транспорта является магнитно-рельсовый тормоз. Его можно использовать вместе с обычным пневматическим тормозом и быстро достичь максимальной тормозной силы. Магнитно-рельсовый тормоз может использоваться как при регулировочных торможениях, так и при экстренном для создания тормозной силы, превышающей силу сцепления колес с рельсами.

На открытых горных разработках наиболее опасным при уклонах 60—80‰ является технологически обусловленный (на горных карьерах) или вынужденный (аварийный) спуск грузовых поездов, что, однако, не уменьшает требований к тормозной системе, обеспечивающей спуск порожних поездов. Наиболее перспективным является оснащение поездов комплексом устройств для реостатного (рекуперативного), магнитно-рельсового и пневматического торможения. Комплексное использование указанных систем позволит применять каждую из них в тех условиях, где наиболее полно проявляются ее достоинства. Преимущественное использование для регулировочного торможения грузовых и порожних поездов должно иметь рекуперативное торможение как наиболее экономичное.

При экстренном или полном служебном торможении для создания тормозной силы, превышающей силу сцепления колес с рельсами, необходимо использовать пневматический автотормоз поезда и магнитно-рельсовый тормоз локомотива и моторных думпкаров.

Нами проведено определение эффективности действия магнитно-рельсового тормоза электровоза управления и двух моторных думпкаров вместе с пневматическим тормозом поезда. В расчетах (по методу численного интегрирования) принято оборудование думпкаров композиционными колодками, а электровоза управления и каждого моторного думпкара четырьмя магнитными башмаками.

Определение потребной мощности магнитно-рельсового тормоза производилось из условия торможения порожнего и грузового поезда с начальной скорости 30 км/ч на тормозном пути, не превышающем 300 м. С этой целью для уклонов 60—70 и 80‰ рассчитана длина тормозного пу-

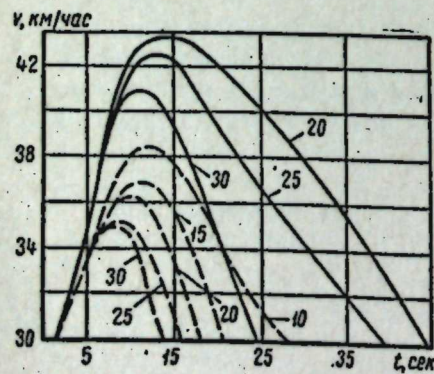


Рис. 49. Изменение скорости движения грузового поезда при торможении пневматическим и магнитно-рельсовым тормозами на уклоне 60‰ (пунктир) и 80‰ (сплошная линия) со скоростью 30 км/ч при различной силе притяжения магнитных башмаков (цифры на кривых.)

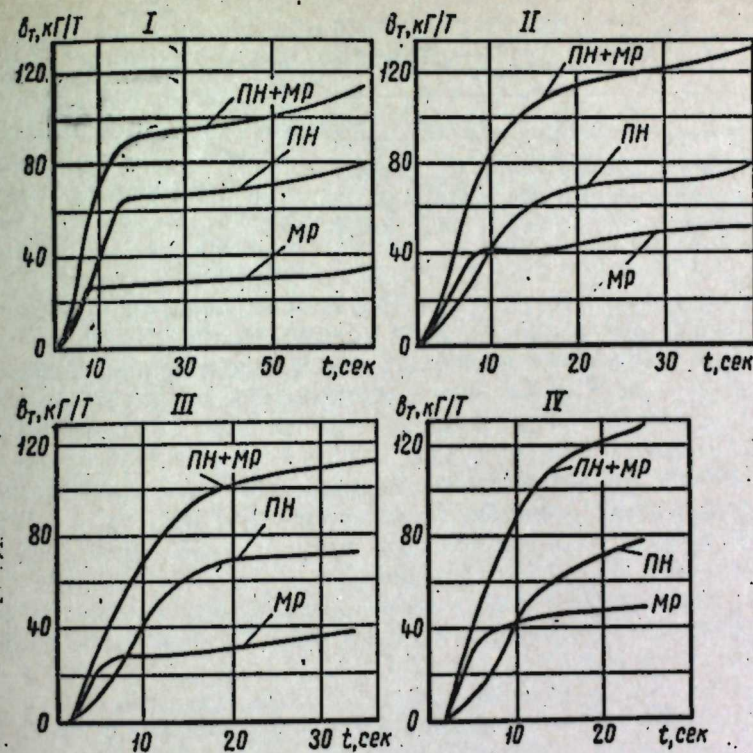


Рис. 50. Изменение удельной тормозной силы a_t , создаваемой пневматическим ПН и магнитно-рельсовым МР тормозами, и суммарной ее величины в процессе экстренного торможения поезда:

I — $i=80‰, F_6=20$ т/ось; II — $i=80‰, F_6=30$ т/ось; III — $i=60‰, F_6=20$ т/ось; IV — $i=60‰, F_6=30$ т/ось.

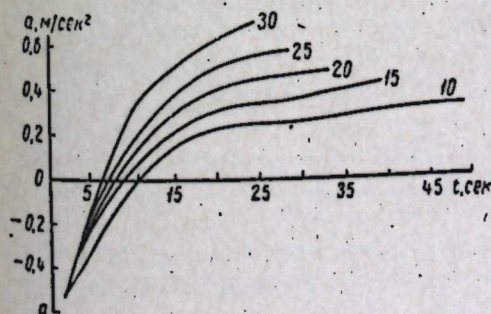


Рис. 51. Изменение замедления (a) грузового поезда в процессе торможения на уклоне 60‰ со скоростью 30 км/ч при использовании пневматического и магнитно-рельсового тормозов с различной силой притяжения магнитных башмаков (цифры на кривых).

ти при ЭТ пневматическим и магнитно-рельсовым тормозом.

Расчет проводился с учетом силы притяжения магнитных башмаков, равной 10, 15, 20, 25, 30 т. Данные параметров тормозного процесса пневматического автотормоза получены экспериментальным путем в условиях Соколовско-Сарбайского и Качканар-

Таблица 39

Уклон трассы, ‰	Тормозной путь при силе притяжения магнитных башмаков, Т/ось				
	10	15	20	25	30
60	338,4	265,2	222,6	188,0	162,4
70	630,4	413,1	329,4	270,0	222,3
80	Не остан.	—	559,9	401,5	295,5

ростей от 5 до 45 км/ч принят 0,2, а минимальный 0,1. Эти коэффициенты учитывают плохие эксплуатационные условия.

Скорость движения груженого поезда после приведения в действие пневматического и магнитно-рельсового тормоза на уклоне 80‰ увеличивается с 30 до 42—45 км/ч, т. е. в 1,4—1,5 раза (рис. 49).

Удельная тормозная сила, создаваемая магнитно-рельсовым тормозом на груженом поезде, достигает 40—50 кг/т, а его применение повышает тормозную силу и замедление поезда в 1,4—1,7 раза (рис. 50, 51).

Данные расчета длины тормозных путей для груженого поезда (торможение с начальной скорости 30 км/ч) (табл. 39 и

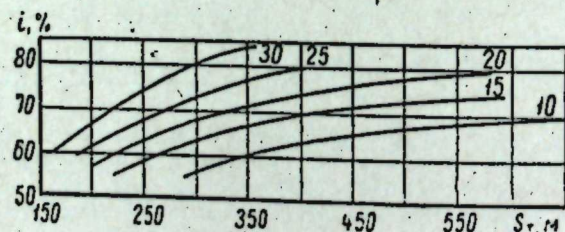


Рис. 52. Зависимость длины тормозного пути груженого поезда от уклона при использовании пневматического и магнитно-рельсового тормозов с силой притяжения магнитных башмаков 10, 15, 20, 25, 30 т/ось. Начальная скорость торможения 30 км/ч.

рис. 52) показывают, что для уклонов 60‰ необходимо применение магнитно-рельсовых тормозов с силой притяжения магнитных башмаков к рельсу 12—15 т.

Спуск порожних поездов на уклонах 60—80‰ со скоростью 30—35 км/ч обеспечивается применением пневматического и магнитно-рельсового тормоза с силой притяжения магнитного башмака к рельсу 10 т. Тормозной путь при этом для порожнего поезда не превышает 200 м.

Поступающие с 1968 г. на Соколовско-Сарбайский ГОК тяговые агрегаты постоянного тока напряжением 3000/1500 в оборудуются магнитно-рельсовым тормозом с силой притяжения магнитных башмаков к рельсу около 10 т. Этот тормоз, являющийся

первым в практике отечественного карьерного транспорта, позволяет обеспечить надежную работу поездов на больших уклонах.

Автоматизация карьерного железнодорожного транспорта

Для карьерного железнодорожного транспорта характерны: большая интенсивность движения поездов, прокладка путей в сложных условиях; циклично-замкнутое движение поездов, доминирующая в процессе работы роль погрузочно-разгрузочных операций, малые скорости движения, отсутствие, как правило, пассажирских перевозок, короткие тормозные пути и перегоны, движение поездов с локомотивами в голове и хвосте состава.

От пропускной способности карьерных путей, отвалных тупиков и перегонов между разделительными пунктами зависит коэффициент использования во времени забойных и отвалных экскаваторов, определяющих в конечном итоге производительность карьера.

Пропускная способность определяется как постоянными факторами (продолжительность смены, количество путей), которые не подвергаются в продолжении длительного времени существенным изменениям, так и факторами переменными (длительность рейса, продолжительность погрузочно-разгрузочных операций, интервалы времени связи между разделительными пунктами).

Изменять пропускную способность можно, воздействуя на переменные факторы: путем перехода на автоматизированную связь между разделительными пунктами (сокращая время связи); при автоматизации управления сигналами и стрелочными переводами (уменьшая время рейса); введя автоматическое вождение поездов (сокращая время рейса); за счет автоматизации погрузочных и разгрузочных операций (уменьшая время погрузки-разгрузки).

Первые два способа увеличения пропускной способности реализуются в устройствах СЦБ. Сочетание таких устройств, как автоблокировка на перегонах и электрическая централизация стрелок и сигналов на станциях, существенно увеличивают пропускную способность перегонов, допуская следование поездов в попутном направлении с небольшим интервалом по автоматически работающим сигналам. При этом на станциях полностью автоматизируются операции по переводу, открытию и закрытию стрелок.

В соответствии с § 48 ПТЭ на железных дорогах промышленного транспорта применяются следующие виды устройств сигнализации, централизации и блокировки:

- сигнальные устройства, применяемые на перегонах и станциях (сигнализация);
- электрожелезная система;
- путевая автоматическая и полуавтоматическая блокировка;

электрическая централизация стрелок и сигналов;
диспетчерская централизация;
ключевая зависимость стрелок и сигналов;
станционная блокировка;
автоматическая переездная сигнализация;
устройства путевого заграждения;
связь;
линии СЦБ и связи.

Выбор системы устройств СЦБ для участка в целом или для его части должен производиться для каждого конкретного случая на основании технико-экономических расчетов и сравнения показателей различных систем. Характерной тенденцией развития устройств СЦБ является внедрение в эти устройства все большего количества элементов автоматики и телемеханики. Этот процесс характеризуется переходом от релейно-контактных систем к системам с применением электронной и полупроводниковой аппаратуры блочного типа и сложных счетно-решающих устройств, работающих в режиме «советчика» и использующих СЦБ в качестве «рабочего органа».

На железнодорожном карьерном транспорте нашла применение светофорная сигнализация. Это объясняется тем, что по сравнению с семафорами светофоры дают возможность передать большее число сигналов минимальным числом показаний. Кроме того, управление огнями светофоров может быть осуществлено на любом расстоянии, тогда как механическое (с помощью гибких тяг) управление семафорами может производиться с небольших расстояний.

Светофорная сигнализация позволяет сравнительно легко увязывать ее со всеми системами устройств СЦБ. На железнодорожном карьерном транспорте применяются довольно часто следующие светофоры:

- а) входные — для ограждения станций со стороны прилегающих перегонов — запрещают или разрешают вход поезда на станцию;
- б) выходные — для запрещения или разрешения отправления поезда со станции на перегон;
- в) проходные — для запрещения или разрешения проследования поезда с одного блок-участка на другой;
- г) прикрытия — для ограждения мест, опасных для движения поездов;
- д) предупредительные — для заблаговременного предупреждения о показаниях входного или проходного светофора;
- е) маневровые — для запрещения или разрешения проведения маневров;
- ж) заградительные — для остановки поезда при опасности для движения, возникшей на переездах;
- з) повторительные — для оповещения о показании выходного или маршрутного светофора;

и) совмещенные — для выполнения функций двух или более светофоров: входного и выходного, входного и маршрутного, входного, выходного и предупредительного.

Электрожелезнодорожная система в настоящее время применяется на незагруженных однопутных перегонах или при их временной эксплуатации. Железнодорожная система не допускает отправления на перегон двух встречных поездов, а также отправления поезда вслед уже отправленному до его прибытия на соседнюю станцию. Правом на занятие перегона служит жезл, относящийся к данному перегону, полученный машинистом от дежурного по станции.

При релейной полуавтоматической блокировке разрешением занять перегон служит показание выходных или проходных светофоров, установленных на отдельных пунктах. Открытие выходного или проходного сигнала при полуавтоматической блокировке осуществляется дежурным и становится возможным только после того, как ранее отправленный поезд освободит перегон.

Автоблокировкой называется система устройств СЦБ, при которой показания светофоров меняются автоматически (без участия железнодорожных работников) от воздействия скатов поезда на рельсовые цепи. Весь железнодорожный путь при автоматической блокировке делится на блок-участки, ограждаемые светофорами. По системе сигнализации автоблокировка подразделяется на двух-, трех- и четырехзначную.

В карьерах используется в основном трехзначная сигнализация. Установка светофоров при трехзначной системе производится из расчета следования поезда на зеленый огонь светофора. При таком движении между двумя следующими друг за другом поездами должно быть не менее трех свободных блок-участков.

В устройствах полуавтоматической или автоматической блокировки и электрической централизации применяют реле, осуществляющие различные схемные зависимости, включение источников электропитания, передачу приказов управления и контроля.

Электрическая рельсовая цепь является основным элементом в устройствах СЦБ. При помощи электрических рельсовых цепей осуществляется контроль занятости перегонных и станционных путей, а также стрелочных участков, исключается перевод стрелок под составом и прием поезда на занятый путь. В карьерах при наличии надежных источников питания применяют рельсовые цепи только переменного тока. Рельсовая цепь состоит из следующих элементов: источника питания — путевого трансформатора; приемника тока — релейного трансформатора с путевым реле; ходовых рельсов; путевого ограничивающего сопротивления; соединительных проводов; изолирующих стыков для отделения одной рельсовой цепи от другой; стыковых соединителей для смежных рельсовых звеньев.

Расстановка светофоров на перегонах при автоблокировке требует: наличия исходных данных, проведения тяговых расчетов, построения диаграммы удельных сил, построения диаграммы

тормозных кривых, спрямления профиля пути, построения кривых скорости поездов, установления системы сигнализации.

Для решения эксплуатационных задач, связанных с организацией движения поездов, на станциях применяется релейная централизация — система устройств, при которой управление стрелками и сигналами осуществляется с одного пункта. Такое управление позволяет объединить большое количество управляемых объектов, технологически связанных между собой.

На карьерном железнодорожном транспорте применяют следующие системы централизации:

- с центральными зависимостями и центральным питанием стрелочных электроприводов;

- с центральными зависимостями и магистральным питанием стрелочных электроприводов;

- с местными зависимостями и кодовым управлением.

В большинстве случаев применяют централизацию с индивидуальным управлением, где в установке маршрута участвуют в среднем 6—8 стрелок, а маневровые рейсы производятся с открытием 2—3 попутных маневровых светофоров. Дежурный по посту централизации управляет стрелками и сигналами удаленного пункта с общего пульта управления.

Безопасность движения поездов по стрелкам ручного обслуживания достигается оборудованием этих стрелок замками специальных конструкций. Наиболее ответственные стрелки вводятся во взаимную зависимость с сигналами. Сигнал будет открыт, если положение стрелки соответствует маршруту, для которого он открывается.

Пересечения на одном уровне железных и шоссейных дорог оборудуются устройствами, обеспечивающими безопасность движения. Автоматическая переездная сигнализация должна подавать сигналы остановки в сторону автодороги при приближении поезда к переезду. На неохраняемых переездах с интенсивным движением устраивается автоматическая переездная сигнализация с применением светофоров с мигающими огнями, которая может быть дополнена автоматизированными шлагбаумами.

Кабельные сети при релейной централизации подразделяются на внутрипостовые и напольные. Внутрипостовые кабельные сети служат для соединения между собой релейных стативов с аппаратурой управления, а также для подключения к ним источников питания. Напольные кабельные сети служат для включения светофоров, стрелочных электроприводов, рельсовых цепей, колонок местного управления и кабельных ящиков для перехода на воздушную линию.

На карьерном транспорте, помимо телефонной, применяются различные виды радиосвязи. С помощью проводной связи организуются: громкоговорящая односторонняя поисковая оповестительная радиосвязь и громкоговорящая двухсторонняя связь. При-

меняются радиостанции железнодорожного типа: ЖР-1, ЖР-3, ЖР-4с, АРС.

Диспетчерская централизация, составной частью которой является автоматическая блокировка без проходных светофоров, называется неполной (ДЦН). В полной диспетчерской централизации (ДЦА) применяются автоблокировка, проходные светофоры и рельсовые цепи на перегонах. При неполной диспетчерской централизации обеспечивается прием и отправление поездов по готовому маршруту, прием на свободный путь и отправление на свободный перегон. Автоблокировка со счетом числа осей достаточно надежна в эксплуатации. Статистические данные по зарубежным железным дорогам показывают, что на 200 000 проследовавших осей подвижного состава при контроле занятости блокучастков приходится лишь один случай сбоя в работе счетчиков числа осей.

На участках с неполной диспетчерской централизацией участковая скорость больше, чем при полуавтоматической автоблокировке (ПАБ-РС) на 8—10%, но меньше, чем при полной диспетчерской централизации, на 4—7%. Количество остановок грузовых поездов при неполной диспетчерской централизации меньше, чем при ПАБ, на 5—10%, но больше, чем при полной диспетчерской централизации (рис. 53).

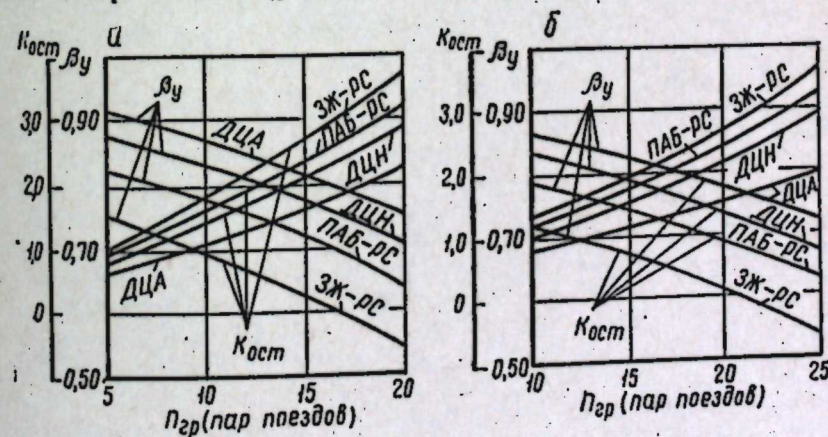


Рис. 53. Зависимость коэффициента участковой скорости β_y и количества остановок грузовых поездов $K_{ост}$ от размеров грузового движения $\Pi_{гр}$ на однопутных линиях с различными системами СЦБ при тепловозной (а) и электро-возной (б) тяге.

Применение неполной системы диспетчерской централизации со счетчиками числа осей подвижного состава целесообразно на многих участках. Создание такой системы и оснащение ею ряда однопутных линий позволяет снизить эксплуатационные расходы и капитальные вложения на техническое оснащение однопутных линий (табл. 40).

Таблица 40. Эксплуатационные расходы и капитальные вложения на участках, где за исходную систему взята полуавтоматическая блокировка (ПАБ) при неполной (ДЦН) и полной (ДЦА) диспетчерской централизации

Вид тяги, i_r , локомотив, вес состава, Q	Число пар поездов в сутки	Эксплуатационные расходы, тыс. руб/км в год			Капитальные вложе- ния, тыс. руб/км		
		ПАБ	ДЦН	ДЦА	ПАБ	ДЦН	ДЦА
Электрическая	16	3,04	2,28	2,44	21,0	23,5	27,4
$i_r=9\%$,	18	3,42	2,60	2,71	24,0	26,2	30,2
ВЛ8,	20	3,88	3,03	3,02	27,5	29,3	33,0
$Q=3600\text{ т}$	22	4,43	3,52	3,34	32,0	32,8	35,8
	24	5,08	4,07	3,70	37,2	36,6	38,8

Устройства электрической централизации широко внедряются на железнодорожном транспорте Соколовско-Сарбайского ГОКа; где такими устройствами оборудовано пять станций и восемь постов. В настоящее время в комбинате централизовано 346 стрелок. Автоматической и полуавтоматической блокировкой оборудовано девять перегонов.

Кроме устройств электрической централизации, все станции и отдельные посты оборудованы двусторонней громкоговорящей связью, на двух станциях применено промышленное телевидение (рис. 54). Эффект от внедрения устройств автоматики и телемеханики сказывается в повышении пропускной способности станций и перегонов, увеличении скорости движения поездов и, как следствие, увеличении их производительности.

В последнее время наблюдается тенденция применения вычислительных машин при автоматизации технологических процессов в народном хозяйстве. Вся структура системы автоматического управления строится при этом по так называемому иерархическому принципу. Применительно к транспорту это выглядит так. Вычислительная машина, получая сигналы об изменении состояния объектов управления и о местонахождении транспортных единиц, выдает сигналы непосредственно на установку маршрутов, т. е. на управление устройствами СЦБ.

Задача управления движением транспорта разбивается на две части: выдача адреса (определение пункта назначения каждого порожнего и груженого состава) и выдача маршрута (составление графика движения). Одновременное решение всей задачи возможно только для несложных транспортных схем с малой пропускной способностью.

Объем информации, используемой при решении задачи управления, определяется совокупностью таких признаков, как местоположение, качество горной массы в вагонах, ориентировка по отношению к пункту назначения. Алгоритм выбора адреса сводится к последовательному сравнению наборов признаков, характеризующих состояние элементов. Алгоритм выбо-

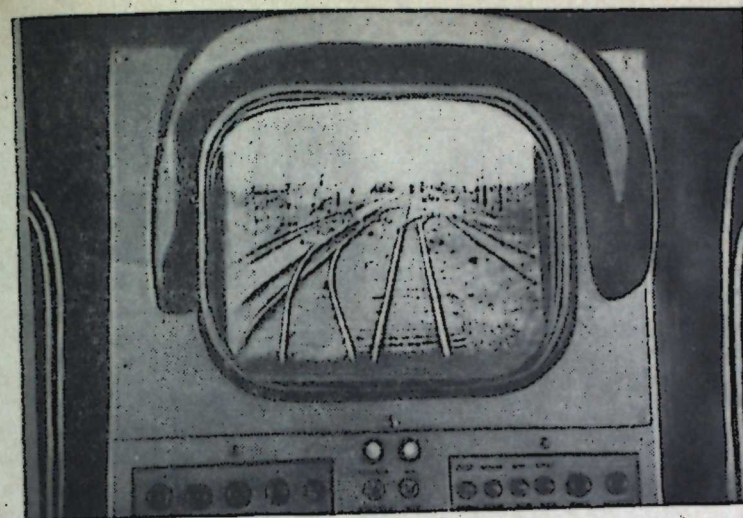


Рис. 54. ССГОК. Телеустановка ПТУ-109 «руда».

ра маршрута аналогичен. Алгоритм выбора адреса порожнему составу можно записать так:

$$xP_1P_2\overline{P_3}P_4P_5\overline{Y_6}, \quad (58/2)$$

где x — множество забоев карьера;

P_1 — оператор выбора свободных забоев, т. е. по признаку занятости;

P_2 — оператор проверки условия $xP_1 > 0$;

P_3 — оператор выбора забоев по признаку местоположения;

P_4 — оператор выбора забоев по признаку времени ожидания;

P_5 — оператор выдачи адреса;

Y_6 — конец вычислений.

Технически уравнение признаков приводится с помощью матриц. На вертикальные входы матрицы подаются двоичные переменные x_i , описывающие наличие i -го признака у состава, на горизонтальные — переменные y_j , описывающие наличие j -го признака у экскаватора. Блок-схема такой специализированной вычислительной машины приведена на рис. 55.

Опрос узлов матриц производится последовательно в соответствии с заранее заданным алгоритмом предпочтения. Задавая различный порядок опроса узлов матриц, можно реализовать различные алгоритмы. Опрос узлов матриц производится до того, как найден первый элемент, фиксирующий наличие предпочтительной комбинации признаков. После этого опрос прекращается и дается соответствующая рекомендация о посылке состава.

Эта вычислительная машина может управлять работой два-

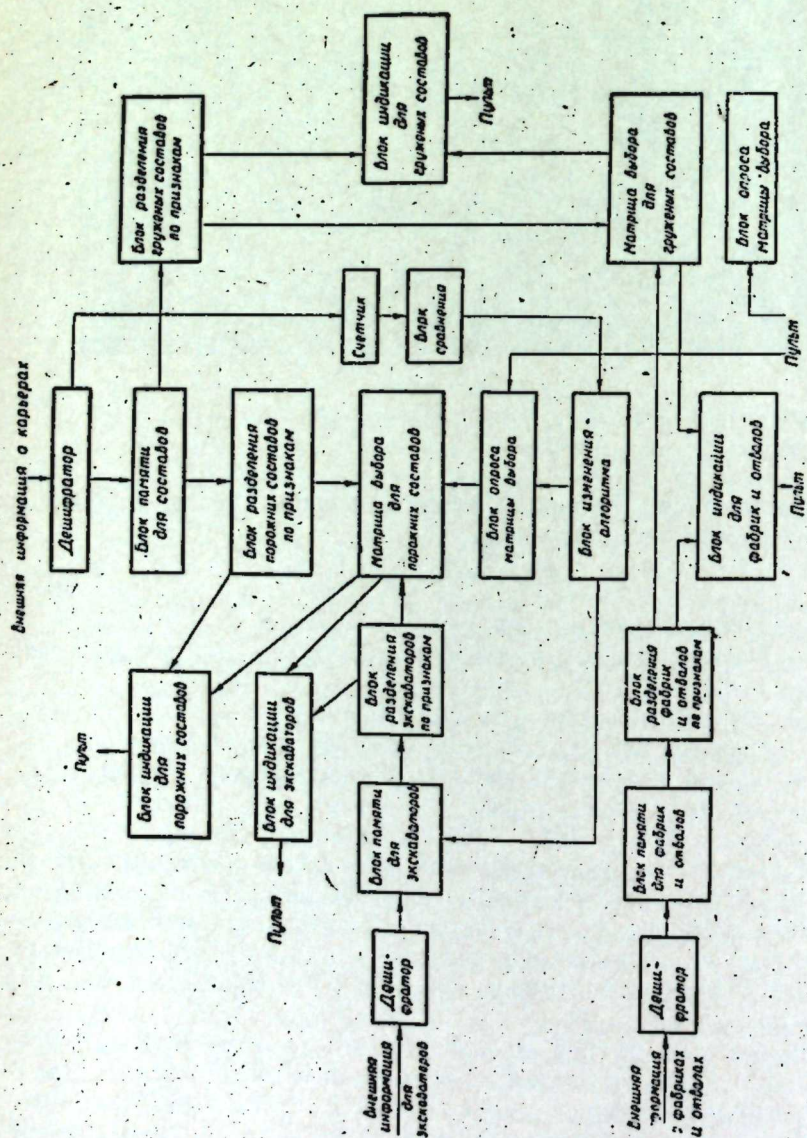


Рис. 55. Блок-схема специализированной вычислительной машины для управления железнодорожным транспортом.

дцати экскаваторов и таким же количеством локомотивов. Текущая информация от объектов (экскаваторы, электровозы) вводится в машину дистанционно по существующему каналу радиосвязи с помощью специальных кнопочных устройств, включаемых в установленные на объектах радиостанции.

Вычислительная машина, описанная выше, разработана и испытана СКФ КБЦМА на Оленегорском карьере в 1964—1966 гг. Во время промышленных испытаний (14 смен) управление карьером производилось только с помощью «советов» ВМ. Машина учитывала обеспеченность фабрик рудой, занятость забоев, отвалов и приемных устройств фабрики, качество горной массы в забоях, местоположение порожних составов и свободных экскаваторов, ориентировку составов по отношению к забоям, а также необходимость преимущественной загрузки некоторых экскаваторов. При данной системе управления на Оленегорском карьере производительность основного горно-транспортного оборудования увеличивается на 7—10%, что приводит к экономии в 0,7—1 коп. на 1 т добытой горной массы.

В США разработана и прошла промышленные испытания схема дистанционного управления маневровым локомотивом (рис. 56). Все необходимые указания на локомотив подаются находящимся на путях оператором с помощью портативного радиопередатчика и датчика. Возможна подача девяти сигналов: о движении в одну сторону, о снижении или повышении скорости, о полном или частичном торможении, об автоматической расцепке, посыпании рельсов песком и включении звукового сигнала.

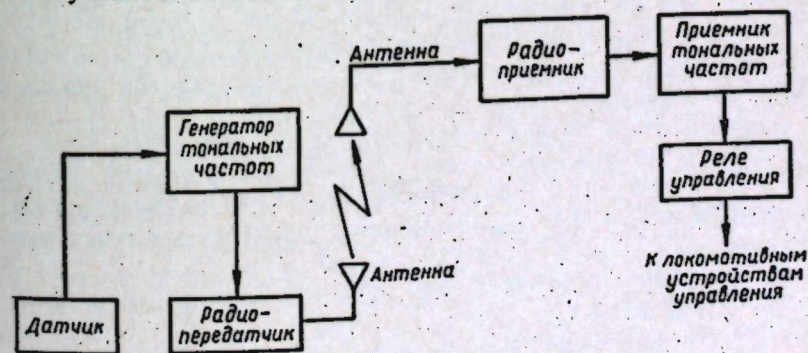


Рис. 56. Блок-схема системы дистанционного управления маневровым локомотивом.

Как необходимая предпосылка автоматизации станционных операций предусматривается изменение существующих норм и правил эксплуатационной работы: упрощение правил формирования поездов, ликвидация ограничений по спуску вагонов с горки и т. д. Все перечисленные предпосылки позволят автоматизировать такие операции, как подготовка стрелоч-

ных маршрутов при сортировке составов, как учет накопления вагонов и их формирование в поезда, приготовление маршрутов для приема и отправления поездов, открытие входных и выходных сигналов, передача информации в пункт технического осмотра и т. д. Для этого необходимо создать систему счетно-решающих и управляющих машин, в частности регуляторы маршрутнорелейной централизации, процесса накопления и счетно-балансовые машины для учета вагонного парка.

Наиболее перспективны децентрализованные системы автоматического вождения поездов. В таких системах все устройства автоматики находятся на локомотиве и действуют вполне автономно. Эти системы можно подразделить на частично автоматизированные, полуавтоматические и полностью автоматические. Полуавтоматические системы регулирования скорости представляют собой дальнейшее развитие локомотивной сигнализации с автостопом. Они предназначены для помощи машинисту и вступают в действие лишь при превышении допустимых скоростей движения.

В СССР разработана и испытана полностью автоматизированная система вождения поездов (автомашинист). Задачей автомашиниста является вождение поездов с оптимальными скоростями и наиболее целесообразными энергетическими режимами. Дискретное вычислительное устройство автомашиниста, управляющее локомотивом, непрерывно решает в процессе своей работы дифференциальное уравнение движения поезда для находящегося впереди участка.

Расчеты и, соответственно, управление движением производятся по контрольным участкам длиной, не превышающей 4 км. В состав контрольного участка входит не более четырех разных профилей. В пределах каждого такого участка режим движения поезда свой:

- участки, на которых поезд соблюдает расписание;
- участки, на которых поезд следует на заданной скорости, что имеет место при ограничениях скорости, а также при необходимости обеспечить максимальную скорость в случае опозданий;

- участки, на которых к их концу требуется обеспечить заданную скорость;

- участки, где производится торможение с целью полной остановки поезда.

Для решения уравнения движения применяются пять локомотивных характеристик для различных схем включения тяговых двигателей. Четыре тормозные характеристики определяются по степени снижения тормозных усилий. Тяговые и тормозные характеристики представляются таблицами с шагом по скорости 2,56 км/ч. Эти таблицы собираются в виде шифраторных схем, которые набираются из магнитных кольцевых сердечников с прямоугольной петлей гистерезиса.

Практические испытания автомашиниста, проводившиеся в 1966 г. на Московской железной дороге, показали, что он обеспечивает соблюдение времени хода по перегону с точностью до 10 сек, а по пути — до 10 м. Автомашинист, ведя непрерывный и автоматический контроль за режимом скорости поезда, увеличивает безопасность движения, повышает пропускную способность и снижает расход электроэнергии.

Автоматизация железнодорожного транспорта за рубежом характеризуется широким использованием диспетчерского управления движением поездов с использованием радиоканалов или радиотелевизионного оборудования. Так, на руднике Рэй (США) установлено свыше 70 приемно-передающих устройств, осуществляющих двустороннюю связь с управлением карьера и ремонтными мастерскими, автосамосвалами, экскаваторами, локомотивными составами и т. д.

В Канаде (Лабрадор) начала работу железная дорога с автоматическим управлением. Составы без машинистов по однопутной дороге перевозят 55 тыс. т железной руды в день от пункта погрузки в карьере до обогатительной фабрики. Расстояние перевозки составляет 9,6 км. Одновременно на линии находятся четыре состава по 18 вагонов каждый. Управление движением каждого локомотива осуществляется электрическими кодовыми сигналами, передаваемыми по рельсам и по специальным проводникам, расположенным на отдельных участках между рельсами.

При разработке и испытаниях систем автоматического управления железнодорожным транспортом возникает необходимость проверки как отдельных их элементов, так и системы в целом. Эта проверка может осуществляться либо путем моделирования недостающих элементов системы в процессе ее создания, либо испытания этих элементов на модели объекта, который будет управляться разрабатываемой системой. В системах автоматического управления с так называемым прогнозированием модель объекта управления является необходимой частью системы.

Ниже рассматривается моделирование действий машиниста (табл. 41) по управлению движением локомотива. Эти действия сводятся к следующим основным операциям: разгон поезда, удержание поезда в области предельно допустимой скорости, ограничение тока предельно допустимым, контроль расстояния до идущего впереди состава, торможение и остановка поезда.

Пользуясь известными действиями алгебры, логики, можно все действия машиниста, а следовательно, и оператора по управлению решением уравнения движения поезда на вычислительной машине представить в виде соответствующих логических высказываний. По логическим высказываниям можно составить логические схемы для реализации этих высказываний.

Пропускная способность ограничивающего перегона между

Таблица 41. Анализ действий машиниста локомотива переменного тока

Режим движения поезда	Операция управления поездом	Необходимая информация	Условия выработки управляющего воздействия	Элементарные действия при выполнении операции управления
Разгон поезда до ограничивающей скорости	Пуск локомотива	1. Величина тока включения 2. Величина пускового тока для данного типа локомотива	Ток включения меньше или равен пусковому	Переход на более высокую позицию трансформатора (увеличение напряжения)
		3. Величина ускорения $d\varphi_k/dt$ 4. Величина максимально допустимого ускорения	$\frac{d\varphi_k}{dt} > \left(\frac{d\varphi_k}{dt}\right)_{\text{макс}}$	Запрет перехода на более высокую позицию трансформатора
		5. Величина скорости φ_k 6. Величина ограничения скорости для данного участ-ка $\varphi_{огр}$	$\varphi_k \geq \varphi_{огр}$	Переход на очередную более низкую позицию трансформатора
		1. Величина тока включения $I_{вк}$ 2. Величина тока ослабленного поля $I_{оп}$, при которой допустим переход на ослабленное поле для данного локомотива	$I_{вк} \leq I_{оп}$	Переход на очередную верхнюю позицию ослабления поля
		3. Величина скорости φ_k 4. Величина $\varphi_{огр}$ для данного участка пути	$\varphi_k \geq \varphi_{огр}$	Переход на очередную более низкую позицию ослабления поля
Движение поезда на перегоне	Поддержание скорости в допустимых пределах	1. Величина скорости φ_k 2. Величина скорости $\varphi_{огр}$	$\varphi_k > \varphi_{огр}$ $\frac{d\varphi_k}{dt} > 0$	1. Уменьшение ослабления поля 2. Переход на низкую ступень трансформатора 3. Выключение тяговых двигателей 4. Торможение
		1. Величина тока $I_{вк}$ 2. Допустимое значение тока $I_{в-макс}$	$I_{вк} > I_{в-макс}$	1. Уменьшение ослабления поля 2. Переход на низкую ступень трансформатора
		1. Путь S_k , пройденный поездом K 2. Путь S_{k+1} , пройденный поездом $K+1$ 3. Длина блок-участка l_{k+1} , на котором находится поезд $K+1$	$S_{k+1} - S_k \leq l_{k+1}$	1. Снятие ослабления поля 2. Понижение ступени трансформатора 3. Торможение
		Снижение скорости	$\varphi_k > 0$	1. Снятие ослабления поля 2. Переход на выеб 3. Торможение
		Достижение поездом определенной точки пути		

станциями (или постом и станцией) определяется следующим образом:

$$N = \frac{60T_{\text{см}} q}{t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + 2\tau} \text{ пар поездов в смену,} \quad (59/2)$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

$t_{\text{гр}}$ — длительность рейса груженого состава, мин;

$t_{\text{пор}}$ — длительность рейса порожнего состава, мин;

τ — интервалы времени связи между отдельными пунктами, мин;

q — количество путей.

При автоблокировке пропускная способность перегона рассчитывается по уравнению

$$N = \frac{60T_{\text{см}}}{J} \text{ пар поездов в смену,} \quad (60/2)$$

где J — интервал времени между поездами, мин.

Пропускную способность перегонов на уступных путях и отвалных пунктах можно подсчитать из следующего уравнения:

$$N = \frac{60T_{\text{см}}}{t_{\text{об}}} \text{ пар поездов в смену,} \quad (61/2)$$

где $t_{\text{об}} = t_{\text{пор}} + t_{\text{погр}} + t_{\text{гр}} + 2\tau$ — для забойных путей;

$t_{\text{об}} = t_{\text{гр}} + t_{\text{разгр}} + t_{\text{пор}} + 2\tau$ — для отвалных тупиков;

$t_{\text{погр}}$ — время погрузки, мин;

$t_{\text{разгр}}$ — время разгрузки, мин.

Приведенные уравнения позволяют рассчитать экономическую эффективность автоматизации железнодорожного транспорта за счет увеличения пропускной способности ограничивающего перегона. Из этих же уравнений видно, что увеличение пропускной способности возможно только за счет уменьшения длительности полного оборота состава, т. е. суммарного времени, затраченного на погрузочно-разгрузочные операции и на транспортирование состава по ограничивающему перегону.

Сокращение интервала времени для связи между отдельными пунктами τ возможно при переходе от телефонной системы, когда $\tau = 4-6$ мин, к жезловой, когда $\tau = 3-4$ мин. С введением полуавтоматической блокировки τ снижается до 2-3 мин.

Кроме того, как это следует из уравнений, пропускную способность можно повысить за счет уменьшения времени занятости перегона, т. е. за счет повышения скорости движения состава. Увеличение скорости движения состава возможно путем введения автоматизации управления сигналами и стрелочными переводами и использованием системы автоматического вождения поездов (автомашиниста).

Уменьшение времени погрузки и разгрузки достигается применением дистанционного управления маневровым локомотивом.

Особенностью условий работы карьерного железнодорожного транспорта является временный характер забойных путей, тяжелый план и профиль пути и сравнительно короткие расстояния, на которых происходит оборот составов.

В настоящее время стрелки карьерных путей переводятся стрелочниками или помощниками машиниста при движении состава локомотивом вперед. Возможности стрелочника в условиях карьера значительно ограничены, так как в большинстве случаев он может обслуживать только одну-две стрелки. Поэтому количество стрелочников здесь достаточно велико. Анализ структуры себестоимости Гткм при доставке железнодорожным транспортом на Соколовско-Сарбайском ГОКе показал, что более 30% в структуре себестоимости составляют затраты на содержание стрелочников.

Подготовка маршрута помощником машиниста или кондуктором ведет к увеличению времени оборота локомотивосоставов и повышению себестоимости единицы продукции.

Существующие системы СЦБ не годны для автоматизации и диспетчеризации управления стрелочными переводами на передвижных карьерных путях, так как они разработаны применительно к стационарным путям, а не рассчитаны на передвижные объекты. Если типовую электрическую централизацию применить на таких путях, то потребуются периодически переносить не только стрелки и сигналы, но и перекладывать кабели. Кроме того, при новом путевом развитии меняется маршрут следования, таблица зависимости и т. д., а это связано с заменой пульта управления или значительной его переделкой, большими работами по демонтажу релейных стивов и т. п.

В настоящее время вопрос автоматического управления внутрикарьерными стрелками и сигналами решается тремя последовательными этапами. На первом этапе была создана система управления стрелочными переводами, расположенными на карьерных путях, непосредственно из кабины движущегося локомотива с помощью радиоуправления. На втором этапе предполагается управлять рассредоточенными исполнительными объектами с одного диспетчерского пульта, расположенного внутри карьера или вне его. На третьем этапе предусматривается полностью автоматизировать управление стрелками и сигналами путей с помощью специализированных ВМ, аналогичных рассмотренной выше.

Область применения конвейерного транспорта на открытых работах

Непрерывное механическое транспортирование горных пород может осуществляться конвейерами разных систем, но на открытых работах нашли применение только ленточные. Главными достоинствами ленточных конвейеров перед другими (скребковыми, пластинчатыми и др.) являются высокая производительность и простота устройства.

Наиболее широкое применение ленточные конвейеры получили при разработке мягких и слабых пород экскаваторами непрерывного действия. Однако не менее эффективно их использование в сочетании с одноковшовыми экскаваторами и в комбинации с другими видами транспорта.

Конвейерный транспорт на открытых разработках как в Советском Союзе, так и во многих зарубежных странах приобретает возрастающее значение.

Ленточные конвейеры на карьерах СССР используются для транспортирования угля, мягких руд, вскрышных пород, огнеупорных глин и дробленого известняка. В настоящее время конвейерный транспорт внедрен на 31 отечественном карьере, в том числе на 10 угольных, 13 карьерах черной металлургии и на 7 карьерах по добыче руд цветных и редких металлов. Кроме того, ленточные конвейеры используются на нескольких карьерах промышленности строительных материалов при добыче песка, гравия и сырья для цементных заводов. Доля конвейерного транспорта в общем объеме перевозок на карьерах СССР не превышает 5%, но с каждым годом вступают в строй новые карьеры, оборудованные ленточными конвейерами.

За рубежом наибольшее развитие конвейерный транспорт получил на угольных карьерах ГДР, Польши, Чехословакии, Венгрии, Румынии, Югославии, ФРГ, Италии, Австралии и ряда других стран. Рудные карьеры с конвейерным транспортом эксплуатируются в США, Канаде, Франции, Замбии, Танзании, Испании, Мексике, Чили и других странах. В наиболее развитых капиталистических странах на конвейерный транспорт приходится до 40% общего объема перемещаемой горной массы из карьеров.

Основные преимущества конвейерного транспорта перед другими видами карьерного транспорта заключаются в непрерывности действия, возможности полной автоматизации, преодолении крутых уклонов и в сравнительно небольших габаритах установок.

Основные недостатки конвейерного транспорта — относительная его дороговизна и трудность транспортирования скальных пород. Стоимость конвейерного транспорта лишь при очень больших установках приближается к стоимости железнодорожного транспорта, а в большинстве случаев занимает среднее положение между стоимостью автомобильного и железнодорожного транспорта. Трудность транспортирования конвейерами скальных пород заключается в необходимости их предварительного дробления и в повышенном износе лент, стоимость которых составляет значительную часть (до 40%) стоимости конвейерных установок.

Преимущества ленточных конвейеров компенсируют их недостатки, кроме того, непрерывное совершенствование конструкций конвейеров и лент ведет к постепенному снижению эксплуатационных расходов. По многолетним наблюдениям ИГД МЧМ СССР стоимость конвейерного транспорта на уральских угольных карьерах снижается в среднем на 7% в год.

На основании обобщения опыта открытых горных работ в различных странах мира, современной областью применения конвейерного транспорта следует считать:

а) разработку слабых и рыхлых пород многочерпаковыми экскаваторами (кроме районов Дальнего Севера) и одноковшовыми экскаваторами, включая драглайны;

б) разработку пород средней и выше средней крепости (по шкале проф. М. М. Протоdjяконова $f=4-12$) механическими лопатами с ковшем емкостью 3—8 м³ в сочетании с самоходными дробилками и передвижными грохотами;

в) разработку крепких и весьма крепких пород карьерными механическими лопатами в сочетании со сборочным колесным транспортом и полустационарными дробилками.

Критерием применения конвейерного транспорта на карьерах, как показывают экономические расчеты, проведенные в СССР, и опыт зарубежных стран, является минимальный грузопоток 300 т в час при 5000 рабочих часов в году. Наибольшая эффективность конвейерного транспорта на карьерах, по данным угольной промышленности ГДР, соответствует грузопотоку 3000—6000 т в час, или 15—30 млн. т в год, при расстоянии перевозок не более 4,5—5 км.

Максимальный размер кусков для конвейерного транспорта почти во всех странах принимают 250—300 мм, независимо от того, транспортируется полезное ископаемое или пустая порода и какова ширина ленты. По нормам проектирования открытых работ института Гипроруда, в отдельных случаях при малообра-

живных породах размер кусков допускается увеличивать до 400 мм, если это соответствует ширине ленты конвейера из соотношения $B \geq 2a + 200$ мм, где B — ширина ленты в мм, a — наибольший размер куска в мм.

Некоторая трудность для конвейерного транспорта на карьерах создается при селективной разработке месторождения. Одним из способов ее преодоления является поочередная выдача различных сортов полезного ископаемого, практикуемая на угольных карьерах ФРГ, Италии и ПНР. В США на железорудном карьере Лоур Стар одной конвейерной линией попеременно транспортируют два сорта руды.

Массовая валовая выемка полезного ископаемого при конвейерном транспорте может обеспечить большую экономию средств, которая превысит экономию, получаемую в сумме от селективной добычи и обогащения. Так, например, оказалась невыгодной селективная разработка таких богатых полиметаллических месторождений, как Алтын-Топканского, Каджаранского и других.

Существенным моментом при внедрении конвейерного транспорта на карьерах является его чувствительность к климатическим условиям.

Влияние зимних условий на работу конвейеров изучалось в Богословском угольном карьере на Северном Урале. Осциллографические записи силы тока и потребляемой мощности ленточных конвейеров КРП-500 и РТ-60М показали, что морозы до 25°C не оказывают заметного влияния на работу и пуск даже этих маломощных конвейеров. В диапазоне отрицательных температур от 8° до 41°C мощность холостого хода конвейеров увеличивается всего на 0,11 кВт с понижением температуры на 1° .

Мощность, потребляемая конвейерами типа КРП-500, при установившемся движении холостого хода возрастает на 0,7%, а груженого хода — на 0,5% на каждый градус понижения температуры. Длительная остановка конвейеров при температуре -40°C вызывает повышение мощности холостого хода на 30% только в течение 30—35 мин, а при температуре -30°C — в течение 20 мин, пока не разогреется смазка в редукторах привода и подшипниках роликов.

Поэтому на всех уральских карьерах утепленных галерей над конвейерами не строят, но обязательно применяют морозостойкую ленту. Чередование оттепелей с заморозками является более неблагоприятным, чем зима, периодом для работы конвейеров из-за того, что чаще происходит обледенение барабанов и проникновение влаги в ленту в местах повреждений.

Во многих странах с более мягким климатом, нежели на Урале, обледенение лент ликвидируют либо кратковременной работой конвейера вхолостую, либо опрыскиванием поверхности хвостового барабана раствором хлористого кальция. В северных районах Франции (Вогезы), где температура зимой опускается до

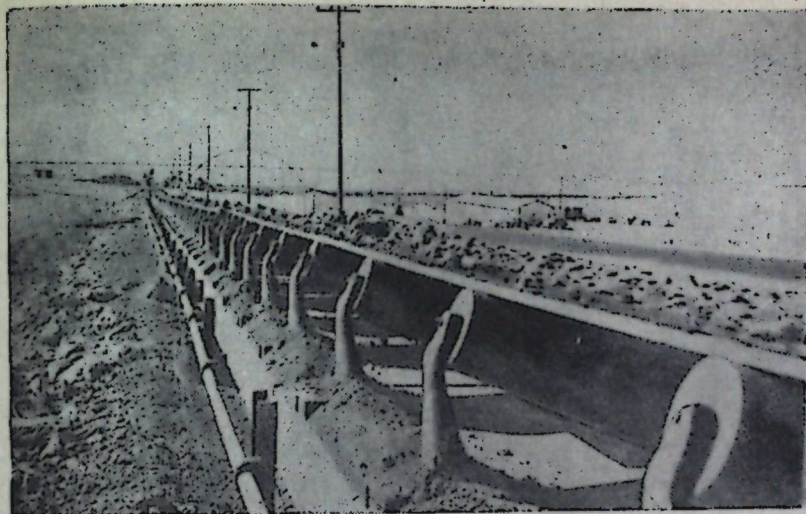


Рис. 57. Наклонный конвейер длиной 1280 м, рекупирующий энергию, на карьере Большого Соленого Озера (США).

-26°C , конвейеры по ночам «гоняют» со скоростью движения ленты 0,1 м/сек, чтобы разогреть их движением.

В Канаде и других северных странах замечено, что резиновые ленты и ленты на синтетической основе менее чувствительны к морозу, чем ленты с хлопчатобумажными прокладками. Многие иностранные авторы отмечают, что при правильном содержании конвейеров независимость их работы от погоды и температуры воздуха является важным преимуществом конвейерного транспорта.

Имеющийся опыт применения ленточных конвейеров в северных районах СССР и Канады, а также в странах с тропическим климатом убедительно говорит о том, что для конвейерного транспорта нет ограничения зон использования по географическому признаку.

По расположению относительно земной поверхности карьеры делятся на нагорные и глубинные.

Ни один вид карьерного транспорта не позволяет столь легко осуществить рекуперацию энергии, как ленточные конвейеры, которые во многих странах специально устанавливают с этой целью. Поэтому в них особенно заинтересованы нагорные карьеры. На карьере Мюхельн (ГДР) с 1955 г. вскрышные конвейеры производят 20 тыс. м³ в смену при спуске 70 м вырабатывают 200—240 кВт. На карьере Большого Соленого Озера (США) конвейер производительностью 4000 т/ч при транспортировании гравия с высоты 122 м (рис. 57) рекупирует мощность 600 кВт, используемую для питания экскаваторов. На железорудном карьере Нимба (Либерия) установлен наклонный (под

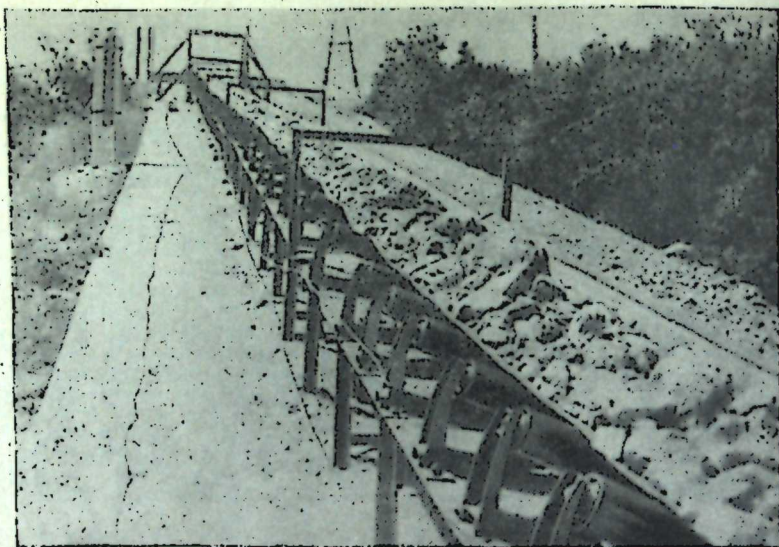


Рис. 58. Транспортирование крупнодробленого известняка конвейером сверху вниз в Балаклавском рудоуправлении.

углом 18°) конвейер длиной 3,2 км, который, спуская руду, рекуперировать 2000 кВт. Так же работают наклонные ленточные конвейеры на строительстве Тиринти в Калифорнии (1472 кВт), на руднике Басуа в Индии (590 кВт), на руднике Тазади в Мавритании (700 кВт) и на канадском руднике Крейгмонт, где для рекуперации 350 кВт впервые использован канатно-ленточный конвейер длиной 1740 м.

В Советском Союзе первый опыт использования конвейеров для рекуперации энергии сделан в Балаклавском рудоуправлении (рис. 58). Произведенные расчеты по II Качканарскому карьеру показали, что при спуске руды конвейерами на дробильно-обогадательную фабрику можно рекуперировать до 3 млн. кВт·ч энергии в год. За счет выработки 600 кВт мощности ленточные конвейеры оказались самым дешевым видом транспорта в проекте II Качканарского карьера.

Преимущество ленточных конвейеров на карьерах глубинного типа — в резком сокращении расстояния подъема и, следовательно, объема горнокапитальных работ, по сравнению со всеми другими видами транспорта. Конвейерные подъемники (а не канатные концевые) обеспечивают высокую и неснижающуюся производительность при любой глубине карьера.

Глубокие карьеры (>100 м) редко имеют прямолинейный фронт уступов, необходимый для полной конвейеризации транспорта, поэтому на таких карьерах, особенно при ограниченной протяженности месторождений, весьма целесообразно комбинировать

конвейерные подъемники со сборочным автомобильным транспортом. Работая на коротких плечах, автомобильный транспорт не может сильно удорожить горную массу.

За рубежом конвейерно-автомобильный транспорт широко применяется на железных и медных рудниках США (Месаби, Багдад, Беркли), Канады (Стип Рок, Крейгмонт, Мармора) и других стран. При добыче строительного камня конвейерные подъемники используются на многих карьерах Франции, ФРГ, Бельгии, США, Англии, а также на отдельных карьерах Ирана, Малайзии, африканских стран.

В Советском Союзе конвейерные подъемники применяются пока только на угольных карьерах; однако расчеты показывают, что их экономично применять и в горнорудной промышленности. Например, Зыряновский полиметаллический карьер при полном развитии работ будет эксплуатировать на вывозке вскрышных пород 200 автосамосвалов. Между тем при применении конвейерного подъемника потребность в самосвалах сократится в семь раз, капитальные затраты уменьшатся на 660 тыс. руб. и себестоимость вскрыши снизится в два раза.

Большой Бакальский железорудный карьер с вовлечением в эксплуатацию Ново-Бакальского и Северо-Шиханского месторождений должен иметь глубину 380 м и годовой объем вскрышных работ 11 млн m^3 . Расчеты показали, что применение конвейерного подъемника вскрыши на этом карьере (по сравнению с вывозкой мощным электровозным транспортом) сократит на 48% капитальные затраты и уменьшит на 20% стоимость вскрышных работ.

Схемы вскрытия карьеров при конвейерном транспорте

При использовании конвейерного транспорта появляется возможность увеличить проектную глубину карьеров, меняются конструктивные элементы открытых работ и даже схемы вскрытия месторождений. Увеличение глубины происходит вследствие сокращения объема горнокапитальных работ и меньшего удорожания вывозки из карьера горных пород по сравнению с железнодорожным или автомобильным транспортом.

Объем горнокапитальных траншей и пионерных отвалов зависит от предельного угла подъема, преодолеваемого карьерным транспортом. Например, выездные траншеи из карьеров большой глубины при конвейерном транспорте будут в 8—9 раз короче, чем при железнодорожном, и в 3—4 раза короче, чем при автомобильном транспорте.

Удорожание вывозки 1 т полезного ископаемого на каждый метр глубины карьера при железнодорожном транспорте в среднем составляет 0,05 коп., а при конвейерном 0,007 коп., т. е. в семь раз меньше. Удорожание вывозки 1 m^3 вскрышных пород

объемным весом $2,5 \text{ т/м}^3$ на каждый метр глубины карьера составит соответственно 0,13 и 0,018 коп. Вследствие этого предельная экономическая глубина карьера, как показывают расчеты, при конвейерном транспорте всегда будет в 1,5—2 раза больше, чем при железнодорожном.

Максимальный угол откоса рабочего борта при железнодорожном транспорте составляет $11^\circ 10'$, а при конвейерном увеличивается до 13° . Следовательно, применение конвейерного транспорта позволяет сократить текущий коэффициент вскрыши и перенести часть затрат на более поздний период. При длине карьера 3 км и глубине 300 м увеличение угла откоса на $1^\circ 50'$ дает сокращение объема вскрыши на 89 млн. м^3 .

При проектировании вскрытия карьерных полей с конвейерным транспортом нельзя механически заменять железнодорожные трассы конвейерными, что заведомо было бы невыгодно. Стоимость 1 т км перевозок при конвейерном транспорте всегда много больше, чем при железнодорожном, поэтому конвейерный транспорт следует применять при значительно сокращенном фронте работ в карьерах. Этому благоприятствует также способность конвейеров успешно работать при любой длине фронта, не понижая производительности экскаваторов.

Оптимальная длина выемочного участка карьерного поля при конвейерном транспорте может быть определена аналитическим расчетом. Допустим, имеется карьер с предельной глубиной x , разрабатывающий наклонно залегающее пластообразное месторождение (рис. 59).

При достаточно большой протяженности месторождения, позволяющей иметь несколько выемочных участков или карьерных полей, торцовая вскрыша не будет иметь значения, поэтому расчеты можно вести по поперечному сечению А—А. Предварительно определяют:

предельный разнос карьера

$$f = x(\text{ctg } \psi + \text{ctg } \varepsilon) + \frac{m}{\sin \psi} \text{ м}; \quad (1/3)$$

площадь сечения вскрыши

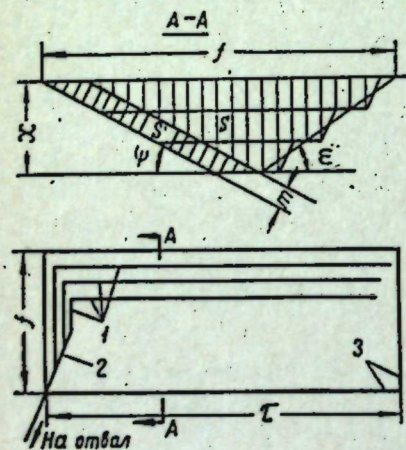


Рис. 59. Схема однокрылового выемочного участка при конвейерном транспорте вскрыши:

1 — уступные конвейеры; 2 — конвейерный подъемник; 3 — границы участка в плане.

$$S = (\text{ctg } \psi + \text{ctg } \varepsilon) \frac{x^2}{2} \text{ м}^2, \quad (2/3)$$

площадь сечения извлекаемой части месторождения

$$S' = \frac{m}{\sin \psi} x \text{ м}^2; \quad (3/3)$$

общий коэффициент вскрыши

$$\frac{S}{S'} = \left(\frac{x}{\text{tg } \psi} + \frac{x}{\text{tg } \varepsilon} \right) \frac{\sin \psi}{2m} \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (4/3)$$

Для расчета оптимальной длины выемочного участка стоимости буровзрывных, экскаваторных и отвальных работ не имеет значения, так как при конвейерном транспорте эти процессы не зависят от длины выемочного участка. Транспортные затраты, во избежание чрезмерного усложнения расчета, следует брать по основным статьям расхода, а именно: эксплуатационные расходы на перемещение вскрышных пород вдоль карьера и капитальные затраты на сооружение траншей подъемника и пионерного отвала. Стоимость перемещения вскрыши поперек участка не учитывается, потому что она не зависит от длины участка. Стоимость перемещения вскрыши на отвале частично зависит от длины участка, но больше этого зависит от местных топографических условий, которые обычно определяют расположение отвалов и их конфигурацию; поэтому отвальный транспорт в учет не берется.

Расчет оптимальной длины однокрылового выемочного участка или карьерного поля при конвейерном транспорте вскрыши производится исходя из минимальной стоимости перемещения 1 м^3 (см. рис. 59).

Стоимость перемещения всего объема вскрыши вдоль выемочного участка

$$Z = S \frac{\tau}{2} g \text{ руб.}, \quad (5/3)$$

где g — стоимость конвейерного транспорта 1 м^3 вскрыши на 1 м, включая амортизацию конвейеров и износ ленты.

Стоимость монтажа, демонтажа и переноса торцовых и подъемных конвейеров при переходе на новый выемочный участок следовало бы принять во внимание, но эти расходы незначительны в сравнении со стоимостью перемещения вскрыши и стоимостью горнокапитальных работ, поэтому их опускаем, не увеличивая погрешности расчета.

Обозначим: $Ц$ — стоимость проходки наклонной траншеи для конвейерного подъемника; $Ш$ — стоимость сооружения пионерного отвала. Тогда общие затраты на перемещение вскрыши вдоль карьера, сооружение наклонной траншеи и пионерного отвала, отнесенные на 1 м^3 вскрыши по участку, будут

$$Ж = \frac{\tau g}{2} + \frac{Ц + Ш}{S \tau} \text{ руб./м}^3. \quad (6/3)$$

Для отыскания экстремума функции $J = f(\tau)$ берем частную производную по $d\tau$ и приравниваем ее нулю:

$$\frac{dJ}{d\tau} = \frac{g}{2} - \frac{C+U}{S\tau} = 0. \quad (7/3)$$

Отсюда длина выемочного участка будет

$$\tau = \sqrt{\frac{2(C+U)}{Sg}} \text{ м.} \quad (8/3)$$

Вторая производная выражения (6/3) имеет положительное значение, следовательно, зависимость (1/3) отражает минимум функции и формула (8/3) дает наивыгоднейшее значение τ . Таким образом, с увеличением затрат на строительство траншеи и отвала оптимальная длина участка τ возрастает, а с увеличением площади сечения вскрыши и стоимости единицы конвейерного транспорта оптимальная длина убывает.

Стоимость единицы работы конвейерного транспорта (1 м³ км или 1 т км), как показывает практика, при неизменном угле наклона конвейеров почти не зависит от длины доставки, но зависит от производительности конвейеров. Математическая обработка практических данных свидетельствует, что эта зависимость выражается гиперболической функцией:

$$g = \frac{\sigma}{Q_k} + \omega \text{ коп/ткм,} \quad (9/3)$$

где σ и ω — постоянные коэффициенты, характеризующие условия работы конвейера (его тип, транспортируемый груз);

Q_k — годовая производительность конвейера или вскрышного уступа.

Чтобы учесть влияние производительности уступных конвейеров на оптимальную длину выемочного участка, введем зависимость (9/3) в формулу (8/3), тогда

$$\tau = \sqrt{\frac{2Q_k(C+U)}{S(\sigma + \omega Q_k)}} \text{ м.} \quad (10/3)$$

Из формулы (10/3) видно, что с увеличением производительности конвейера, зависящей от количества горной массы, добываемой на данном уступе, оптимальная длина выемочного участка или карьерного поля возрастает, а с ростом площади поперечного сечения вскрыши, зависящей от предельной ширины и глубины карьера, оптимальная длина сокращается. Годовая производительность уступов при нормальном развитии горных работ определяется делением годовой производительности участка (или карьера) на число действующих уступов.

При двухкрылом выемочном участке или карьерном поле расстояние перемещения вскрыши в выражении (5/3) уменьшится в два раза, поэтому уравнение (10/3) имеет вид:

$$\tau = 2 \sqrt{\frac{Q_k(C+U)}{S(\sigma + \omega Q_k)}} \text{ м.} \quad (11/3)$$

Величины затрат на проходку траншеи и на строительство пионерного отвала при двухкрылом участке с удвоенной производительностью, разумеется, будут иными, чем при однокрылом участке.

Теперь рассмотрим эту же задачу, исходя из минимальной стоимости добычи полезного ископаемого.

Метод определения оптимальной длины остается прежний: все расходы, не зависящие непосредственно от длины участка, в расчет не берутся, а расходы, зависящие от длины участка, относятся на 1 м³ извлекаемых запасов полезного ископаемого.

К зависящим от длины участка затратам относятся:

а) перемещение всего объема вскрыши вдоль выемочного участка

$$3 = S \frac{\tau^2}{2} g \text{ руб.;} \quad (12/3)$$

б) перемещение расчетного запаса полезного ископаемого вдоль выемочного участка

$$3' = S' \frac{\tau}{2} g' \text{ руб.,} \quad (13/3)$$

где g' — стоимость транспортировки 1 м³ полезного ископаемого на 1 м вдоль участка, руб.;

в) стоимость наклонной траншеи для конвейерного подъемника вскрыши, руб.;

г) стоимость пионерного отвала вскрыши, руб.;

д) стоимость наклонной траншеи для конвейерного подъемника полезного ископаемого, руб.;

е) стоимость погрузочных бункеров на поверхности, руб.

Сумма затрат из шести перечисленных пунктов делится на объем извлекаемого ископаемого по участку

$$J' = \frac{S\tau g}{2S'K_n} + \frac{\tau g}{2K_n} + \frac{C+U+C'+U'}{S'\tau K_n} \text{ руб.,} \quad (14/3)$$

где K_n — коэффициент извлечения полезного ископаемого.

Для отыскания экстремума берем частную производную по $d\tau$ и приравниваем ее нулю:

$$\frac{dJ'}{d\tau} = \frac{Sg}{2S'K_n} + \frac{g'}{2K_n} - \frac{C+U+C'+U'}{S'\tau^2 K_n} = 0. \quad (15/3)$$

Отсюда длина выемочного участка будет

$$\tau = \sqrt{\frac{2(C+U+C'+U')}{Sg+S'g'}} \text{ м.} \quad (16/3)$$

Если на добыче и вскрыше используется конвейерный транспорт, то g и g' в формуле (16/3) надо заменить

$$g = \frac{\sigma}{Q_k} + \omega, \quad g' = \frac{\sigma'}{Q_k'} + \omega'.$$

Если на добыче или на вскрыше применен колесный транспорт, то замены соответственного показателя производить не надо, так как стоимость единицы работы колесного транспорта мало зависит от величины грузопотока.

Полная формула оптимальной длины однокрылого выемочного участка при использовании конвейерного транспорта на добычных и вскрышных работах будет

$$\tau = \sqrt{2 \frac{Ц + Щ + Ц' + Щ'}{S \left(\frac{\sigma}{Q_k} + \omega \right) + S' \left(\frac{\sigma'}{Q'_k} + \omega' \right)}} \text{ м}, \quad (17/3)$$

где Q_k — годовая производительность вскрышного уступа (конвейера), млн. м^3 ;

σ , ω — постоянные коэффициенты, характеризующие условия работы вскрышных конвейеров;

Q'_k — годовая производительность добычного уступа (конвейера), млн. м^3 ;

σ' и ω' — постоянные коэффициенты, характеризующие условия работы добычных конвейеров.

Остальные обозначения приводились ранее.

При двухкрылом выемочном участке формула (17/3), по аналогии с выражением (11/3), примет вид:

$$\tau = 2 \sqrt{2 \frac{Ц + Щ + Ц' + Щ'}{S \left(\frac{\sigma}{Q_k} + \omega \right) + S' \left(\frac{\sigma'}{Q'_k} + \omega' \right)}} \text{ м}. \quad (18/3)$$

Числовой пример. Карьером разрабатывается пластовая залежь. $m = 20 \text{ м}$; $\psi = 20^\circ$; $x = 100 \text{ м}$; $\varepsilon = 30^\circ$. Доставка вскрышных пород производится ленточными конвейерами. $Q_k = 1000 \text{ м}^3/\text{ч}$; $\sigma = 0,034$; $\omega = 17 \cdot 10^{-6}$. Стоимость доставки полезного ископаемого автосамосвалами — 7 коп./ткм, или $g' = 210 \cdot 10^{-6} \text{ руб}/\text{м}^4$.

Допустим $Ц = Щ = 6 \cdot 10^4 \text{ руб.}$ и $Ц' = Щ' = 9 \cdot 10^4 \text{ руб.}$

По формуле (2/3) $S = (2,75 + 1,73) \frac{100^2}{2} = 22400 \text{ м}^2$.

По формуле (3/3) $S' = \frac{20 \cdot 100}{0,34} = 5880 \text{ м}^2$.

Оптимальная длина однокрылого выемочного участка будет:

а) для получения наименьшей стоимости 1 м^3 вскрыши по выражению (10/3)

$$\tau = \sqrt{\frac{2 \cdot 1000 (6+6) \cdot 10^4}{22400 (0,034 + 17 \cdot 10^{-6} \cdot 1000)}} = 458 \text{ м};$$

б) для получения наименьшей стоимости 1 м^3 полезного ископаемого по выражению (16/3)

$$g = \frac{0,034}{1000} + 17 \cdot 10^{-6} = 51 \cdot 10^{-6} \text{ руб}/\text{м}^4;$$

$$\tau = \sqrt{\frac{2 (6+6+9+9) \cdot 10^4}{224 \cdot 51 \cdot 10^{-4} + 5880 \cdot 210 \cdot 10^{-6}}} = 502 \text{ м}.$$

Найденные значения оптимальной длины выемочных участков могут служить для раскройки карьерных полей при проектировании карьеров и для выбора типоразмера забойных ленточных конвейеров.

Двухкрылое вскрытие чаще применяют при крутом падении месторождения, когда конвейерный подъемник на нерабочем

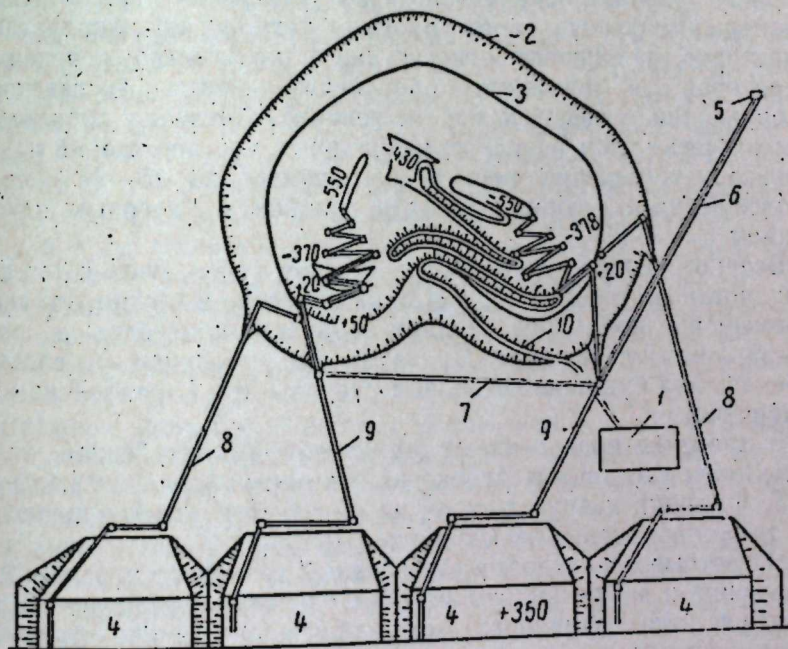


Рис. 60. Схема вскрытия Качарского карьера с конвейерным транспортом руды и пустых пород:

1 — промплощадка рудника; 2 — контур карьера по поверхности; 3 — то же по кровле скальных пород; 4 — породные отвалы; 5 — корпус 11 стадии дробления ДОФ; 6 — два конвейера производительностью по 15 млн. т руды в год; 7 — конвейер производительностью 15 млн. т руды в год; 8 — конвейеры производительностью по 22 млн. т рыхлой породы в год; 9 — конвейеры производительностью по 15 млн. т скальных пород в год; 10 — автодороги. Тройной линией показаны два параллельных конвейера.

борту карьера приходится располагать диагонально простирающемуся месторождению. Иногда бывает выгодно иметь два конвейерных подъемника, расположенных по торцам карьера. В этом случае рассчитывается оптимальная длина однокрылого участка, а длина карьера будет равна двум длинам участка.

Возможность круто менять направление транспортирования в плане является ценным качеством конвейерного транспорта, особенно при разработке ограниченных по размерам глубоководных месторождений.

легающих месторождений. Сопрягая конвейеры под прямым или острым углом, можно до минимума свести разнос бортов карьера при устройстве конвейерных подъемников. На рис. 60 представлена схема вскрытия железорудного карьера глубиной 720 м, где устройство конвейерных подъемников почти не потребовало дополнительного разноса бортов карьера.

Прямолинейное расположение забоев на длину одного конвейера является непременным условием разработки карьера с конвейерным транспортом. Это условие определяет необходимость применения одной из двух схем разработки: с параллельным или веерным перемещением фронта работ. Параллельное перемещение фронта работ упрощает технологию эксплуатации конвейеров, уменьшает относительное количество передвижек конвейеров и повышает производительность экскаваторов (в сравнении с веерным перемещением). Согласно произведенным расчетам, при разработке обширных месторождений параллельное перемещение фронта обеспечивает на 15—20% более низкую стоимость горных работ по сравнению с веерным перемещением.

Веерное перемещение фронта обычно используют в тех случаях, когда на уступе работает один конвейер и можно устранить перемещение приводной станции забойного конвейера, а производить лишь рихтовку ее. При этом эксплуатационные расходы перемещения будут не выше, чем расходы при параллельном перемещении.

В практике предпочитают на забойной конвейерной линии иметь один экскаватор, однако на некоторых угольных карьерах ФРГ, Франции и других стран на один уступ устанавливают по два многочерпаковых экскаватора.

Известные особенности конвейерный транспорт вносит в расположение и выбор высоты отвалов. Основным условием расположения отвалов является кратчайшее расстояние перевозок пород, поэтому на польских угольных карьерах высоту конвейерных отвалов доводят до 100 м.

Однако иногда рельеф местности заставляет предпочитать отдаленные, но невысокие отвалы взамен близрасположенных и высоких.

При применении конвейерного транспорта подъем груза на 1 м высоты по энергетическим затратам равноценен перемещению его на 4 м по горизонтали. Зато по капитальным затратам и по расходам на заработную плату перемещение груза на 4 м по горизонтали обходится в два раза дороже, чем подъем груза на 1 м высоты. С учетом обеих зависимостей обычно приведенные затраты подъема груза на 1 м или перемещения его на 3 м бывают равноценны.

Этим отношением и следует руководствоваться при выборе наиболее выгодного размещения пустых пород на поверхности карьеров.

Технические средства конвейерного транспорта на отечественных карьерах

В Советском Союзе пять машиностроительных заводов выпускают ленточные конвейеры, пригодные для работы на карьерах. Это Артемовский в Свердловской области, Александровский в Пермской области, Донецкий завод им. 15-летия ЛКСМУ, Ново-Краматорский и Сызранский заводы тяжелого машиностроения.

Артемовский машзавод производит два типа легких и дешевых конвейеров: КЛЗ-500ПМ и КЛШ-500М. Оба предназначены для транспортирования угля, калийной соли и других кусковых и сыпучих горных пород крупностью до 300 мм, включая известняк. Производительность конвейеров 500 т/ч, ширина ленты 1000 мм, скорость ленты 2,2 м/сек, приводной двигатель мощностью 75 квт. Лента на обоих конвейерах применяется типа 2 или 2у из 8 прокладок бельтинга Б-820. Натяжное устройство ленты — винтовое с ходом натяжки 1000 мм. Средняя часть конвейеров представляет собой два стальных каната диаметром 22 мм, натянутых параллельно друг другу по Н-образным опорам, стоящим на почве. Натяжка канатов осуществляется винтовыми вертлюгами от анкеров, закрепленных в почве. Верхние трехроликовые гибкие опоры навешены на канаты с интервалом 1,2 м.

Различие конвейеров состоит в том, что КЛЗ-500ПМ имеет двухбарабанный привод и изготавливается комплектной длиной 400 м, а КЛШ-500М имеет однобарабанный привод и изготавливается комплектной длиной 200 м. При установке на подъем 16° предельная длина у обоих конвейеров одинаковая — по 100 м.

Многолетний опыт эксплуатации ленточных конвейеров с канатным ставом показал их достаточную надежность. Ленты для конвейеров данного типа могут изготавливаться на любых заводах резиновых технических изделий, имеющих транспортное производство.

Александровский завод выпускает три типа конвейеров, предназначенных для стационарной установки: ленточные конвейеры КРУ-350 и КРУ-900 с резино-тросовой лентой и канатно-ленточный конвейер КЛК. Все они пригодны для транспортирования крепкого угля, дробленого известняка и вскрышных пород средней крепости. Максимальная крупность кусков транспортируемого материала, согласно нормам технологического проектирования Гипроруды, 300 мм.

Ленточный конвейер КРУ-350 производительностью 350 м³/ч при скорости движения ленты 1,5 м/сек имеет двухбарабанный привод с тремя короткозамкнутыми двигателями мощностью по 85 квт. Двигатели соединены с редукторами привода при помощи гидравлических муфт. Натяжное устройство — грузового типа и расположено в хвосте конвейера. Роликоопоры смонтированы на

жестко соединенных между собой металлических секциях длиной по 2,4 м.

Лента конвейера КРУ-350 шириной 1200 мм армирована 120 стальными тросами диаметром 4,2 мм. Общая разрывная прочность ленты 140 Т, изготавливается она только Курским заводом РТИ. Предельная длина КРУ-350, установленного горизонтально, 1500 м, а установленного под углом 17°—500 м. Наличие гидравлических муфт обязывает устанавливать приводную станцию в отапливаемом помещении, но если короткозамкнутые двигатели и гидромуфты заменить двигателями с фазным ротором, то помещение можно не отапливать, так как централизованной смазки привод не имеет.

На Михайловском железорудном карьере при использовании конвейеров КРУ-350 скорость движения ленты увеличили до 3 м/сек, благодаря чему производительность конвейеров возросла до 700 м³/ч.

Ленточный конвейер КРУ-900 производительностью 900 м³/ч при скорости движения ленты 3,25 м/сек имеет двухбарабанный привод с тремя фазными электродвигателями мощностью по 380 квт. Натяжное устройство грузового типа — в хвосте конвейера. Роликоопоры установлены на жестко соединенных металлических секциях длиной по 2,4 м.

Конвейерная лента КРУ-900 шириной 1200 мм имеет в сердечнике 120 тросов диаметром 5,1 мм. Общая разрывная прочность ленты 240 т. Такую ленту изготавливает Курский завод РТИ. Приводная станция оборудована аппаратами централизованной смазки, поэтому станция должна устанавливаться в отапливаемом помещении. Предельная длина конвейера при горизонтальной установке 3000 м, при установке под углом 17°—1000 м.

Как показал пятилетний опыт Коркинского угольного карьера, конвейеры КРУ-900 работают весьма надежно и имеют большой запас прочности.

Канатно-ленточный конвейер КЛК (табл. 42) отличается от обычных конвейеров тем, что тяговое усилие в нем передается ленте при помощи двух канатов диаметром 32 мм, на которых лента лежит. Конвейерная лента, благодаря этому, имеет небольшое число прокладок, но армируется легкими поперечными рессорами. Такую ленту шириной 900 мм с двумя-тремя прокладками из бельтинга Б-820 изготавливает Свердловский завод РТИ.

Приводная станция КЛК располагается в голове конвейера и состоит из самостоятельного привода на каждый тяговый канат. Натяжное устройство грузового типа расположено в хвосте конвейера. Тяговые канаты опираются на поддерживающие ролики линейных опор, установленных через 5—7 м.

Основное достоинство канатно-ленточных конвейеров состоит в большой длине става, поэтому их применяют при расстоянии

Таблица 42. Техническая характеристика канатно-ленточных конвейеров в СССР

Показатель	КЛК-1	КЛК-2	КЛК-3	КЛК-4	КЛК-350
Место установки	Богословский карьер	Норильская шахта	Магистральная линия, Алтын-Топканский рудник	Шахта им. Челюскинцев	
Транспортируемый материал	Уголь	Руда	Руда	Руда	Уголь
Насыпной вес материала, т/м³	0,85	2,0	2,10	2,10	1,00
Производительность конвейера, т/ч	500	550	770	770	350
Длина конвейера, установленная, м	668	807	3048	3862	250
Длина конвейера, проектная, м	790	1400	3048	3862	1230
Средний угол наклона	7°17'	8°32'	—2°42'	—2°12'	6°
Высота подъема (+) или спуска (—), м	+101	+115	—144	—147	+174
Ширина конвейерной ленты, мм	1200	900	900	900	900
Число прокладок ленты, шт.	2	3	2	2	2
Скорость движения ленты, м/сек	1,68	2,1	2,1	2,1	2,0
Расстояние между канатами, мм	1300	900	900	900	900
Мощность двигателей, квт	2×160	2×200	2×200	2×250	2×160
Напряжение тока, в	380	6000	6000	6000	380
Полный вес конвейера на проектную длину, т	169,5	212,2	354,7	470,6	197,0
Погонный вес конвейера, кг/м	214,5	151,6	116,4	121,6	160,5

доставки свыше 700—800 м. Кроме того, конвейеры КЛК отличаются небольшим весом и невысокой стоимостью.

Основной недостаток конвейеров КЛК, как показывает опыт эксплуатации, состоит в быстром износе тяговых канатов, срок службы которых — один-два года.

Донецкий завод имени 15-летия ЛКСМУ изготавливает специально для открытых горных работ ленточные конвейеры трех типов: стационарные и магистральные конвейеры (КЛМ), передвижные забойные (КЛЗ) и отвальные конвейеры (КЛО), передвигаемые поперек своей оси при помощи турнодозера, базой которого является трактор Т-180; катучие телескопические передаточные конвейеры (КЛП) с максимальной телескопичностью 100 м и максимальной длиной 250 м, передвигаемые вдоль своей оси на катках по рельсам при помощи лебедок. Ширина ленты всех конвейеров 1200 мм, обеспечивающая производительность 1500 м³/ч, или 2000 т/ч при скорости движения ленты 3,7 м/сек.

Конвейеры рассчитаны на транспортирование мягких пород и средней крепости с объемным весом до 2 т/м^3 в плотном теле. При необходимости транспортировать высокоабразивные, крепкие и более тяжелые грунты скорость движения ленты завод может понизить до $1,7 \text{ м/сек}$ с соответствующим снижением производительности конвейеров.

Максимальный размер кусков при транспортировании тяжелых горных пород установлен $300 \times 300 \times 400 \text{ мм}$, а при транспортировании легких вскрышных пород — $400 \times 400 \times 500 \text{ мм}$, но этих кусков должно содержаться не более 15% в материале. Интервал температур воздуха при транспортировании липких материалов рекомендуется минус 5 — плюс 40°C , в этом случае может использоваться лента с хлопчатобумажными прокладками (ОПБ-5). При транспортировании нелипких материалов минусовая температура может достигать 40°C , но следует применять морозостойкую ленту с синтетическими прокладками.

Максимальная длина конвейеров КЛМ, КЛЗ и КЛО при горизонтальной установке составляет 800 м, при установке под углом 17° — 220 м, в обоих случаях предусматривается номинальная производительность конвейеров 2000 т/ч. При меньшей производительности конвейеров максимальная длина их возрастает соответственно тяговому расчету, приводимому в литературе.

Привод у всех конвейеров Донецкого завода однобарабанный с отклоняющим барабаном (рис. 61). Роликоопоры крепятся на металлической секции высотой 1,5 м, длиной по 5 м, устанавливаемые с интервалом 1 м. Верхние роликоопоры имеют желобчатость 30° . Нижние ролики снабжены резиновыми дисками, обеспечивающими очистку нижней ветви ленты от налипшего грунта. Расположение нижней ветви ленты на высоте 600 мм от грунтового основания позволяет механизировать уборку просыпи под конвейерным ставом.

Все ролики конвейеров Донецкого завода имеют невращающиеся оси, на которых установлена двойная защита подшипников от пыли: лабиринтные уплотнения и защитные кольца. Смазка роликов — закладная, долговременная. Электрооборудование всех конвейеров размещено в отдельном, не связанном с приводной станцией помещении, что повышает надежность его работы. Конвейеры Донецкого завода на железорудных, марганцевых и других карьерах Союза работают надежно, устойчиво.

Для работы на карьерах при обслуживании ленточных конвейеров Донецкий завод изготавливает следующее вспомогательное оборудование:

самоходный бункер БС-120 для погрузки грунта от роторного экскаватора на забойный конвейер;

перегрузочную самоходную тележку ТПС-120 (автостелла) для разгрузки грунта с отвального конвейера на приемную консоль отвалообразователя;

подборщик просыпи П-015, сконструированный на базе экска-

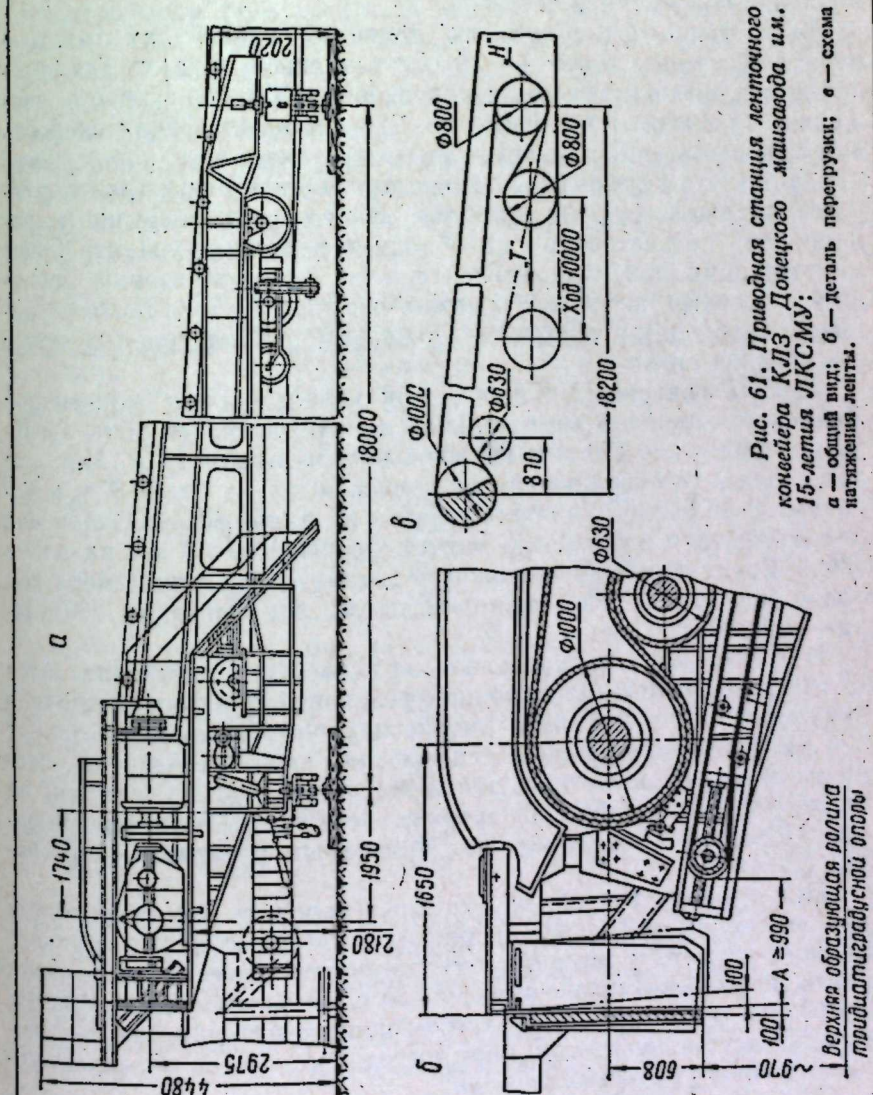


Рис. 61. Приводная станция ленточного конвейера КЛЗ Донецкого машиностроительного завода им. 15-летия ЛКСМУ:

а — общий вид; б — деталь перегрузки; в — схема натяжения ленты.

верхняя образующая ролика трибодугриной опоры

ватора 3-153 на колесном тракторном ходу, или только навесное оборудование к нему;

турнодозер Т-10 на гусеничном тракторе Т-180 или только навесное оборудование к нему;

вулканизаторы стационарного или переносного типа для соединения конвейерной ленты.

Если транспортировать на донецких конвейерах тяжелые руды с объемным весом 4—4,5 т/м³ в плотном теле, то для обеспечения производительности конвейеров 2000 т/ч скорость движения лент можно понизить до 1,7—1,9 м/сек. Такая скорость при транспортировании крупнокусковых скальных пород рекомендуется и в технической литературе. Однако при транспортировании тяжелых пород, как показывает расчет, нагрузка на роликоопоры возрастает, и их необходимо несколько усилить. Опыт эксплуатации донецких конвейеров на крупнокусковом аргиллите с кусками до 500 мм показал, что кронштейны боковых роликов необходимо усиливать приваркой дополнительных полос у основания стоек.

Трассы конвейерных линий при использовании конвейеров Донецкого завода в вертикальной плоскости могут быть вогнуты под радиусом 150 м и выгнуты под радиусом 15 м. Местные продольные уклоны конвейеров допускаются не более 3° и поперечные — не более 1° в обоих случаях на длине 50 м. Отклонение оси конвейеров в плане не может превышать 50 мм на длине 800 м. Грунт должен выдерживать давление шпал конвейера под приводной станцией с усилием 2 кг/см², под секциями конвейера — 1,2 кг/см².

В пункте погрузки материала на конвейерах устанавливается 12 амортизирующих роликоопор с резиновой футеровкой роликов двух типов. Шаг установки амортизирующих роликоопор принят 300 мм. Для очистки ленты от налипшего грунта конвейеры оснащены капроновой щеткой, роликами с резиновыми дисками на нерабочей ветви ленты и коротким ленточным конвейером-подборщиком, расположенным под приводным и отклоняющим барабанами.

При транспортировании скальных пород и крупнокусковых руд, имеющих включение глинистых материалов или мелкого липкого штыба, в зимнее время требуется замена капроновых щеток вращающимися очистителями с металлическими лопастями. Такие очистители отбивают налипший материал за счет вибрации ленты лопастями. Они достаточно хорошо зарекомендовали себя на уральских карьерах.

Ново-Краматорский завод тяжелого машиностроения (НКМЗ) для роторных комплексов своего производства изготовляет передвижные ленточные конвейеры; ширина ленты 1800 мм. Производительность конвейеров при скорости ленты 4,35 м/сек составляет 5000 м³/ч рыхлого грунта, или 6750 т/ч. Комплект конвейеров состоит из забойного, отвального и торцового кон-

вейеров; первые два передвигаются перпендикулярно оси, а третий — вдоль своей оси.

Все конвейеры Ново-Краматорского завода имеют двухбарабанный привод с тремя двигателями мощностью по 500 квт. Приводная станция установлена на тележках и перемещается по железнодорожным рельсам своим ходом вдоль или поперек оси конвейера в зависимости от направления установки тележек. Натяжная станция лебедочного типа смонтирована между приводными барабанами. Роликоопоры крепятся на металлических секциях. Лента Свердловского завода РТИ, резино-тканевая с семью анндными прокладками прочностью по основе 300 кг на 1 см ширины одного слоя. Максимальный размер кусков транспортируемого грунта на этой ленте 400 мм при объемном весе пород 2,3 т/м³ в плотном теле.

Таблица 43. Производительность конвейеров Сызранского завода при различных скоростях движения ленты

Погонная нагрузка на ленте, кг/м	Производительность (т/ч) при скорости ленты			
	1,6 м/сек	2 м/сек	2,5 м/сек	3,15 м/сек
Ширина ленты 1600 мм				
140	800	1000	1250	1575
210	1200	1500	1875	2360
280	1600	2000	2500	3150
415	2400	3000	3750	4725
485	2800	3500	4380	5500
Ширина ленты 2000 мм				
280	1600	2000	2500	3150
350	2000	2500	3150	3940
417	2400	3000	3750	4725
485	2800	3500	3875	5575
555	3200	4000	5000	6300
625	3660	4500	5625	7090
700	4000	5000	6250	7875
765	4400	5500	6875	8665

Таблица 44. Установленная мощность привода конвейеров Сызранского завода при различных скоростях движения ленты

Ширина ленты, мм	Мощность привода (квт) при скорости ленты			
	1,6 м/сек	2 м/сек	2,5 м/сек	3,15 м/сек
Одноробабанный привод				
1600	320	400	500	630
1600	400	500	630	800
2000	500	630	800	1000
2000	630	800	1000	1250
Двухбарабанный привод				
2000	630+200	800+400	1000+500	1250+630

Сызранский завод тяжелого машиностроения выпускает конвейеры (табл. 43 и 44) с лентой шириной 1600 и 2000 мм для транспортирования тяжелых металлических руд и пород большой крепости. Эти конвейеры широко применяются на обогатительных фабриках, перерабатывающих железную, медную и другие руды. Завод гарантирует надежную работу конвейеров при крупности кусков руды до 400 мм.

На всех конвейерах предусмотрено применение анидных лент прочностью 300 кг на 1 см ширины прокладки. В пункте погрузки конвейеров установлены амортизирующие ролики, футерованные резиновыми кольцами с воздушными полостями. Расстояние между амортизирующими роликоопорами 350 мм, количество таких роликоопор 20. На нижней ветви конвейеров для очистки ленты установлены прямые ролики с резиновыми дисками.

Большое количество ленточных конвейеров, параметры которых приведены в табл. 43 и 44, и конвейеров меньшей мощности с лентами из хлопчатобумажных прокладок ОПБ, изготовленных Сызранским заводом, установлено на обогатительных фабриках Кривого Рога (ЦГОК, ЮГОК-1, ЮГОК-2, НКГОК, СевГОК, ИнГОК), Асбеста, Качканара, Джетыгары, Джезказкана и Адмалыка. По сведениям Сызранского завода и вышеперечисленных горнорудных предприятий, каких-либо неполадок с конвейерами Сызранского завода при транспортировании крупнокусковых руд не возникает.

Недостатком типажа конвейеров Сызранского завода, приведенных в табл. 43 и 44, является значительное недоиспользование в большинстве случаев ширины конвейерной ленты. Так, при одной и той же скорости и ширине лент рекомендуемые производительности конвейеров отличаются друг от друга в 2,8—3,5 раза. Кроме того, двухбарабанные приводы имеют конструктивный недостаток: второй по ходу приводной барабан ленты огибает рабочей (грязной) стороной.

Наиболее мощные конвейеры Сызранский завод выпустит в 1969 г. для шахты им. Артема Криворожского бассейна, где две параллельные линии по шесть конвейеров в каждой будут установлены в наклонном стволе шахты (длина линии 3 км, угол наклона ствола 16°) и две линии по три конвейера в каждой будут установлены горизонтально на поверхности (длина линии 6 км). Конвейеры должны транспортировать железную руду объемным весом 2,5 т/м³ в рыхлом теле.

Ширина ленты у всех конвейеров 2000 мм, скорость движения 3 м/сек. Часовая производительность конвейеров 6000 т. Допустимая крупность материала 400 мм. Приводные, отклоняющие и хвостовые барабаны у всех конвейеров приняты диаметром 1600 мм. Диаметр верхних роликов 194 мм, нижних 159 мм.

Наклонные конвейеры длиной 500 м имеют двухбарабанный привод с тремя двигателями мощностью по 1250 кВт. Максималь-

ное натяжение ветви ленты, набегающей на 1-й приводной барабан, при пуске конвейера составит 126,7 т, в установившемся режиме — 115,2 т. Конвейерная лента резино-тросовая разрывной прочностью 5000 кгс/см, будет изготавливаться на Курском заводе РТИ. Рабочее натяжение ленты 550 кгс/см, вес 1 м ленты 110—120 кг.

Горизонтальные конвейеры длиной 2040 м имеют двухбарабанный привод в голове конвейера с тремя двигателями мощностью по 400 кВт и однобарабанный привод в хвосте конвейера с двигателем мощностью 500 кВт. Все пункты перегрузки оборудуются короткими ленточными питателями, кроме того, в местах падения груза на конвейерах устанавливаются амортизирующие ролики, набранные из резиновых дисков специального профиля.

К недостаткам указанных конвейеров следует отнести неудачную конструкцию натяжных устройств с многороликовыми полиспадами, которые быстро засоряются и перестают работать.

Из описания конструкций отечественных ленточных конвейеров видно, что последними можно транспортировать на карьерах грунт кусками не больше 400 мм.

Виды конвейеров и лент, применяемых на зарубежных карьерах

Лента — основной элемент ленточного конвейера, поскольку выполняет одновременно несущую и тяговую функции. От прочности лент чаще всего зависит длина конвейера и, следовательно, стоимость транспортирования. Поэтому зарубежные фирмы наряду с совершенствованием установок конвейеров большое внимание уделяют конструкции лент.

До недавнего времени конвейеростроение лучше всего было развито в ФРГ, откуда фирмы «Фрейлих-Клюпфель», «Букау-Вольф», «Ейкгофф», «Везерхютте», «Полиг» и «Крупп» поставляли конвейеры во все страны мира, за исключением СССР, США и Англии, где имеется своя конвейеростроительная промышленность. Однако за последние годы конвейеростроение быстро развилось в странах Восточной Европы, которые стали успешно конкурировать с фирмами ФРГ и Англии.

В Польской Народной Республике Катовицкая фирма «Центрозап» изготавливает и продает стационарные и передвижные ленточные конвейеры, а также передвижные ленточные перегружатели двух типов. Более 150 км ленточных конвейеров производительностью от 3000 до 20 000 т в час установлено на польских открытых разработках угля и других полезных ископаемых. Около 50 км польских конвейеров приобрела Югославия, в числе заказчиков имеются и другие страны.

Стационарные конвейеры польского производства имеют лен-

ты шириной до 3000 мм, скорость движения ленты до 6 м/сек и развивают часовую производительность до 20 000 т. Предельная длина горизонтальных конвейеров 2500 м, а установленная мощность двигателей 40—4000 квт. Привод конвейера двухбарабанный с барабанами диаметром 1400 мм. На каждом из барабанов может быть установлено по два двигателя мощностью до 1000 квт.

Передвижные польские конвейеры имеют также двухбарабанный привод, который может быть установлен на гусеничном или колесном ходу. Ширина ленты передвижных конвейеров до 2000 мм, скорость движения ленты до 6 м/сек, часовая производительность конвейеров до 15 000 т. Диаметр приводных барабанов 1400 мм, предельная длина конвейеров 1500 м, общая установленная мощность двигателей до 3500 квт.

Линейные секции имеют пять-шесть желобчатых роlikоопор для верхней ветви ленты и преимущественно две V-образные роlikоопоры для нижней ветви ленты. По крайней мере, одна верхняя роlikоопора установлена с наклоном вперед для обеспечения прямолинейного хода ленты. Кроме того, каждая пятая секция снабжается самоцентрирующей роlikоопорой. Передвижные загрузочные воронки, оборудованные амортизирующими обрeзиненными роliками, у небольших конвейеров установлены на обрeзиненных шпалах, передвигаемых по верхним роliкам конвейера, а у больших — выполнены в виде тележек, передвигающихся по рельсам конвейера.

Продольные передвижные ленточные перегружатели польского производства имеют длину 80 м и смонтированы на гусеничных тележках, приспособленных для продольного перемещения при любой ширине лент. Поперечные передвижные ленточные перегружатели имеют длину 40 м и смонтированы на поворотных платформах с гусеничным ходом экскаваторного типа. Ширина лент у поперечных перегружателей может достигать 1800 мм, скорость ленты 4 м/сек, часовая производительность до 9500 т.

Чехословацкая фирма «Стройэкспорт» поставляет карьерные ленточные конвейеры производительностью 800—10 000 м³/ч с лентой шириной 800—2000 мм при скорости 3,15—6,3 м/сек. Конвейеры рассчитаны на работу при температурах воздуха от минус 25° С до плюс 40° С и скорости ветра до 17 м/сек. Мощность конвейеров 55—2000 квт (4 двигателя по 500 квт). Предельная длина конвейеров при горизонтальной установке 1100—4100 м. Конвейеры могут быть передвижными или стационарными.

Приводная станция конвейеров двухбарабанного типа; в передвижном исполнении имеет рельсовый ход и передвигается тракторами. Для плавности пуска конвейеров привод барабанов может быть выполнен либо с гидромuftой, либо с фазным электродвигателем. Секции конвейеров длиной по 6 м имеют шесть верхних трехроlikовых опор с желобчатостью 30° и две нижние двухроlikовые опоры с желобчатостью 5°. Конвейеры снабжаются

самоцентрирующими роlikоопорами, реле для контроля схода ленты, тахогенераторами и датчиками контроля растяжения ленты.

Кроме того, фирма «Стройэкспорт» поставляет механизмы для расстыковки конвейеров, устройства для перевозки и навешивания конвейерных лент.

С целью максимального совершенствования и удешевления оборудования непрерывного транспорта в течение последних пяти лет в Польше разработаны новые оригинальные патентованные конструкции ленточных конвейеров с шарнирными роlikоопорами, которые носят также название ленточно-канатных конвейеров. Благодаря применению в процессе проектирования вычислительной техники удалось создать весьма эффективную, выносливую и легкую конструкцию этих роlikоопор.

В настоящее время конвейеры с шарнирными трехроlikовыми опорами при канатной и жесткой (рис. 62) поддерживающих конструкциях успешно применяются на четырех польских карьерах для транспортирования вскрышных пород (табл. 45).

Опыт показывает, что шарнирные роlikоопоры имеют меньший вес, удобны в монтаже, обеспечивают хорошее центрирование ленты, увеличивают срок службы роlikов и конвейерной ленты и обеспечивают самоочищающее действие роlikоопор. Поэтому шарнирные роlikоопоры находят все большее применение во многих странах (Англия, ФРГ, Швеция, Франция).

Чехословацкий завод «Хрудим» по лицензии английской фирмы «Кейбл-Белт» выпускает канатно-ленточные конвейеры (КЛК) производительностью 115—10 000 т/ч. Один из таких мощных конвейеров в настоящее время работает на чешском карье-

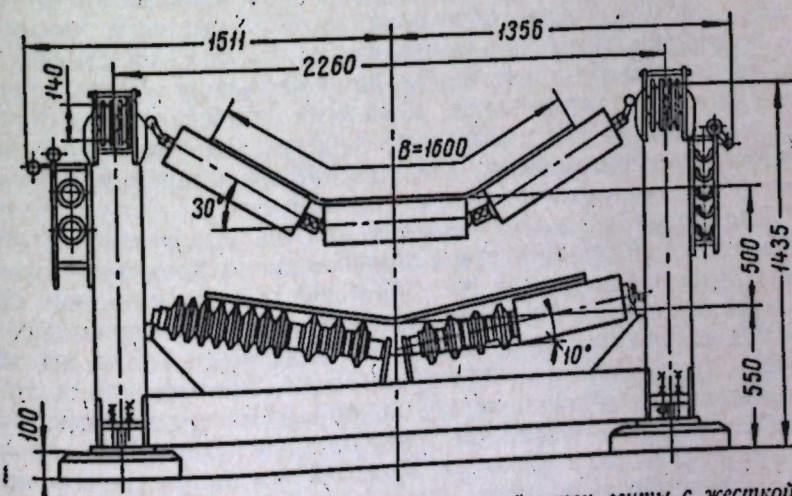


Рис. 62. Шарнирная роlikоопора для верхней ветви ленты с жесткой поддерживающей конструкцией и V-образная роlikоопора для нижней ветви ленты на ленточных конвейерах ПНР.

Таблица 45. Характеристика ленточных конвейеров с шарнирными роликкоопорами, работающих на угольных карьерах ПНР.

Карьер	Тип конвейера	Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/сек	Длина конвейера, м	Год пуска	Поддерживающая конструкция
Адамов	Стационарный	1600	5,24	100	1964	Канат 30 мм
Адамов	»	1600	5,24	380	1965	»
Махов	»	1400	3,22	704	1965	Канат 24 мм
Туров	Передвижной	1400	5,24	360	1965	Канат 30 мм
Туров	Стационарный	1600	5,24	400	1966	Жесткая
Конин	»	1400	3,35	4000	1967	»
Конин	Передвижной	1600	5,24	4000	1968	»

ре «Максим Горький». Скорость ленты КЛК меняется от 1 до 3 м/сек, ширина лент 650—1200 мм, максимальная кусковатость транспортируемого материала 760 мм при насыпном весе грунта 3,2 т/м³. Длина конвейеров КЛК 700—6000 м. Погонный вес КЛК производительностью 1000 т/ч составляет с лентой примерно 160 кг/м.

Диаметр тяговых канатов КЛК параллельной свивки 50 мм, Срок службы канатов два-три года, конвейерной ленты — шесть лет. В последнее время канатные опорные ролики начали футеровать полиуритеном, что хотя и увеличивает стоимость конвейера, но повышает срок службы канатов. Ведутся исследования, с тем чтобы скорость ленты довести до 5 м/сек. Лента КЛК чешского производства, в отличие от ленты «Кейбл-Белт», имеет смещенные по ширине канавки верхней и нижней ветви, что позволяет увеличить максимальную транспортабельную длину ленты.

Как показывает опыт эксплуатации, канатно-ленточные конвейеры расходуют электроэнергии на 37,5% меньше, чем обычные конвейеры. Производительность труда при транспортировании грунта канатно-ленточными конвейерами в 2,9 раза выше, чем при транспортировании обычными конвейерами. Согласно введенным ЧССР расчетам, канатно-ленточные конвейеры делают рентабельными конвейерные линии длиной до 70 км, в сравнении с железнодорожным транспортом.

Чехословацкий завод «Барум» изготавливает резино-тканевые ленты шириной до 2000 мм с полиамидными прокладками типа ПА прочностью по основе 160; 300 и 700 кг на 1 см ширины слоя. Прочность по утку этих тканей составляет, соответственно, 80; 100 и 40 кг/см слоя, вес 1 м² тканей — 520; 950 и 1450 г, а толщины 1,2; 2,2 и 2,6 мм, соответственно. Специально для длинных конвейеров при транспортировании только мягких пород изготавливают ленты из полиамидных кордных тканей типа ПАК прочностью по основе 160 и 300 кг/см. При этих тканях поперечная жесткость лент обеспечивается прокладками из брекерной уточной ткани прочностью по основе 40 кг, по утку 100 кг на 1 см ширины одного слоя.

Рабочее удлинение у обычных полиамидных лент составляет 2%, у кордных лент 0,5%. Адгезия сердечника с обкладкой у обычных полиамидных лент обеспечивается 7,5 кг, у кордных лент 9 кг на стандартную полосу (шириной 2,5 см). Адгезия между прокладками — у обычных лент достигает 9 кг, у кордных 12 кг на стандартную полосу. Верхнюю обкладку лент изготавливают по заказу потребителей толщиной до 10 мм. Прочность (кг/см²) обкладочных резин в ЧССР установлена: I сорт — 250; II сорт — 200; III сорт — 150; IV сорт — 120; разрывные удлинения резины этих сортов — соответственно, 450, 400, 350 и 350%.

По качеству полиамидные ленты «Барум» не уступают лучшим мировым образцам, поэтому их охотно покупают Югославия, ОАР, Индия, Индонезия и другие страны. Срок службы полиамидных лент на угольных карьерах ЧССР 6—7 лет. Поставки лент за границу осуществляются через 6—10 недель после заказа.

В Германской Демократической Республике крупные конвейеры для открытых горных работ изготавливают заводы «Лаухгаммер». Максимальная ширина ленты стационарных и передвижных конвейеров 3000 мм. Скорость движения лент 2,5—6 м/сек. При хлопчатобумажных лентах желобчатость верхних роликкоопор 20°, при синтетических 30°.

Резиновый завод «Балленштад» (ГДР) производит конвейерные ленты с хлопчатобумажными и синтетическими прокладками из полиамидного волокна дедерон. Прочность хлопчатобумажных прокладок 60/25 и 80/30, а дедероновых — 160/80, 250/80, 250/120, 400/100, 500/100 и 630/100 (числитель показывает прочность по основе, а знаменатель — прочность по утку ткани в кг на 1 см ширины одного слоя). Количество прокладок в лентах ГДР колеблется от 3 до 6. Верхняя обкладка сердечника лент изготавливается толщиной 2—6 мм. Грузоподъемные средства завода позволяют конвейерную ленту шириной до 3000 мм отгружать кусками по 250 м.

Кроме гладких лент, завод «Балленштад» производит конвейерные ленты с шевронными рифами, позволяющими на коротких передвижных конвейерах увеличивать угол подъема до 35—40°. Ширина таких лент до 650 мм, количество прокладок в сердечнике три-пять, причем применяется только хлопчатобумажная ткань типа 60/25.

Специально для ленточных питателей на перегрузочных пунктах «Балленштад» изготавливает плоские ленты с волнистыми стоячими бортами и направляющими гуртами на нерабочей стороне ленты. Высота бортов 60 мм, высота гуртов 25 мм. Такие ленты выпускают шириной 1200—3000 мм. Ввиду большой ударной нагрузки на ленты питателей, их изготавливают из трех-четырех прокладок дедерона типа 250/120 с одним-тремя защитными слоями из ткани дедерон-малимо (особый сорт полиамида, хорошо противостоит ударным нагрузкам).

Западногерманская фирма «Континенталь» выпускает широкий ассортимент конвейерных лент, обеспечивающих надежную работу конвейеров при температуре воздуха от -45°C до $+70^{\circ}\text{C}$. Ленты в жаропрочном исполнении могут работать при температуре до $+180^{\circ}\text{C}$. Ширина всех изготавливаемых лент колеблется в пределах 300—2880 мм.

Хлопчатобумажные прокладки фирма «Континенталь» применяет прочностью 18/15 и 35/20 (числитель — прочность по основе, знаменатель — прочность по утку в кг на 1 см ширины одного слоя); такие ленты используются только для коротких конвейеров и питателей.

Комбинированные прокладки применяются с основой из хлопка и утком из волокна целлюль (искусственный шелк); прочность этих тканей 50/30, 60/35 и 80/45. Чисто целлюльные прокладки имеют прочность 90/40, а чисто полиэфирные — 100/40.

Комбинированные синтетические ткани фирма использует двух сортов: а) основа — полиэфир, уток — целлюль прочностью 100/40 и 125/50; б) основа — полиэфир, уток — полиамид. Применяются полиэфирно-полиамидные прокладки прочностью: 160/65, 200/80, 250/80, 315/80, 400/100, 500/100 и 630/100.

«Континенталь» изготавливает также резино-тросовые ленты разрывной прочностью по основе от 800 до 5000 кг на 1 см ширины ленты. Диаметр стальных горячецинкованных тросов 4—9,5 мм при шаге расположения их в ленте 10—15 мм. Резино-тросовые ленты не имеют тканевых слоев, но состоят из двух сортов резин: в сердечнике ленты мягкая, на поверхности ленты более жесткая.

Для работы с абразивным и скальным грунтом фирмой выпускаются упрочненные конвейерные ленты четырех сортов (рис. 63): а) с панцирным кордом на кромках; б) с перекрещивающимися пучками корда в верхней обкладке; в) с покрытием сердечника из диагональных тросов; г) с поперечным покрытием сердечника из тросов. Для небольших крутонаклонных конвейеров изготавливаются рифленые ленты с шевронными V-образными и поперечными ребрами. Для плоских питателей выпускают ленты с нижними направляющими гуртами и верхними жесткими или волнистыми бортами высотой 45 и 80 мм.

Кроме того, «Континенталь» изготавливает амортизирующие ролики всех систем и шарнирные роликоопоры для мощных конвейерных установок. На рис. 64 показана секция конвейера с верхними и нижними гибкими роликоопорами для резино-тросовой ленты шириной 2000 мм. Помимо амортизации ударов, такие роликоопоры имеют меньший вес, обходятся дешевле и создают меньшее сопротивление движению ленты, чем роликоопоры жесткой конструкции.

Мюнхенская резиновая фирма «Штальгрубер» достигла больших успехов в изготовлении материалов для холодной починки конвейерных лент и автомобильной резины способом «тип-топ».

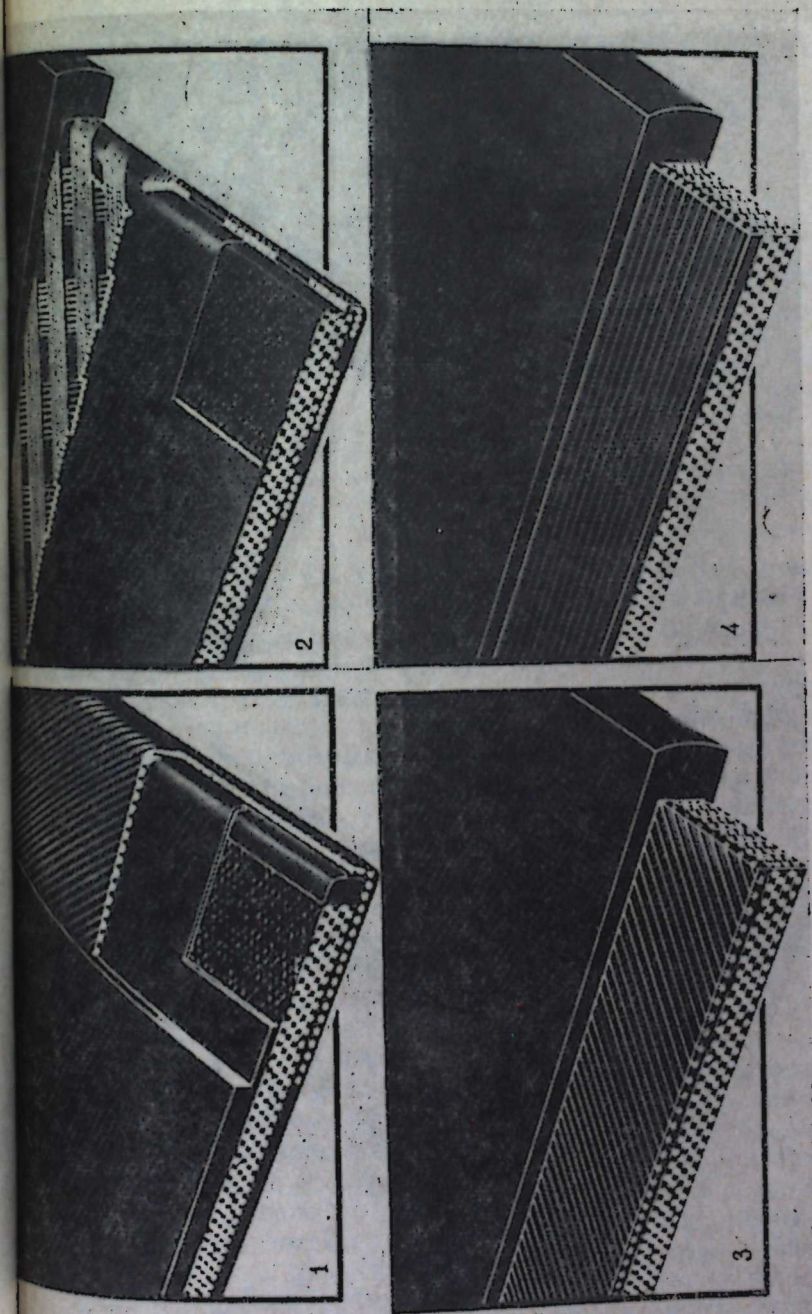


Рис. 63. Конструкция упрочненных конвейерных лент фирмы «Континенталь» (ФРГ): 1 — окантовка ленты косозакрепленной тканью; 2 — упрочнение обкладки пучками корда; 3 — панцирный слой из диагональных тросов; 4 — панцирный слой из поперечных тросов.



Рис. 64. Секция конвейера с верхними и нижними шарнирными роlikопорами «Континенталь» (фото с выставки Интергормаш-67).

Кроме того, фирма выпускает прочную и высокоэластичную листовую резину «тип-топ» для гуммирования конвейерных роликов, приводных барабанов, перегрузочных желобов и течек. Испытания, проведенные на горных предприятиях Урала, подтвердили высокую эффективность холодной вулканизации конвейерных лент материалами «тип-топ».

По практическим данным стыковка лент способом «тип-топ» происходит в два-три раза быстрее, чем способом горячей вулканизации, к тому же стоимость стыка на 30—40% дешевле, а прочность на 20—30% больше. Гуммирование конвейерных роликов, перегрузочных желобов и грохотов уменьшает шум, повышает срок их службы и устраняет налипание и намерзание грунта на эти детали, а также способствует очистке ленты.

Английская фирма «Грингейт энд Ируэлл» применяет для обкладки конвейерных лент резину только двух сортов: с сопротивлением разрыву 250—280 кг/см² и разрывным удлинением 450%; с сопротивлением разрыву 180—210 кг/см² и разрывным удлинением 400%. Толщина обкладки рабочей стороны ленты допускается при 1 сорте резины 9,5 мм, при 2 сорте 4,8 мм. Фирма изготавливает конвейерные ленты шириной 900—1800 мм из хлопчатобумажных и синтетических тканей.

Применяют хлопчатобумажные прокладочные ткани весом 820, 940, 1060 и 1230 г/м², причем для них рекомендуется рабочее напряжение в ленте допускать, соответственно, 5, 6, 7 и 8 кг на 1 см ширины одного слоя. Комбинированные прокладки используются двух типов: а) хлопок — основа, нейлон — уток, прочность 86/59 и 116/67; б) стержневую хлопко-нейлоновую ткань в основе и утке, прочность 143/67, 170/67, 179/102, 214/71, 357/98,

574/112 и 716/98. Из приведенных цифр видно, что фирма для своих лент заказывает ткани с довольно мощным утком, прочность которого достигает 69% прочности основы. Расчетный запас прочности лент с вулканизационными стыками рекомендуется принимать при прочности по основе до 400 кг/см² — 10, а при прочности по основе более 400 кг/см — 8.

Прочность сцепления между прокладками фирма гарантирует: при прочности ткани на основе до 200 кг/см — 32 кг, при прочности 200—400 кг/см — 45 кг и при прочности более 400 кг/см — 65 кг на стандартную ширину образца 2,5 см. Прочность ленты на удар, согласно проспектам, обеспечивается в размере 100%. Скорости движения конвейерных лент шириной до 1500 мм в Англии рекомендуется принимать при мягком грунте 4 м/сек, при грунте средней крепости 3 м/сек и при крепком крупнопусковом грунте 2 м/сек. По нормам, принятым в Англии, относительное разрывное удлинение любой конвейерной ленты в готовом виде не должно превышать 20%.

В настоящее время фирма «Грингейт энд Ируэлл» осваивает изготовление сверхпрочных резино-тканевых конвейерных лент с новыми прокладками прочностью по основе 1730, 3036 и 3580 кг/см, при толщине этих тканей, соответственно, 2,3; 3,4 и 3,7 мм. Негорючие ленты делают из полихлорвинила с любым типом сердечника. Для ремонта и обслуживания своих лент фирма выпускает переносные вулканизационные аппараты.

Широко известная английская фирма «Майнинг Энжиниринг Компани» изготавливает различные ленточные конвейеры с лентой шириной до 1500 мм для подземных работ, но они с успехом применяются и на открытых разработках в Англии и других странах. Последней новинкой этой фирмы являются шарнирные трехроликовые опоры пружинной конструкции, благодаря чему даже при жесткой опорной секции роlikопоры под воздействием груза меняют желобчатость от 20° до 45°. Фирма отмечает, что благодаря такому прогибу производительность конвейеров резко возрастает и с ленты не скатывается груз даже при угле 20°, 5, однако наибольшая ширина лент ограничивается пока 1000 мм.

Другая крупная английская фирма «Хьюуд» изготавливает конвейеры с гибкими роlikопорами на всю ширину ленты, представляющими собой плотную пружину, прогибающуюся под воздействием груза на 100—130 мм. При наличии только двух подшипников эта роlikопора создает наиболее благоприятные условия для эксплуатации лент, поэтому ей дали название «перинна». Фирма изготавливает роlikопоры типа «перинна» для лент шириной не более 1219 мм.

Французская фирма «Лимбероллер» выпускает гибкие конвейерные ролики в виде вращающегося троса, на котором насажены диски из найритовой резины. Благодаря небольшому весу и в три раза сокращенному числу подшипников сопротивление движению ленты по этим роликам на 20% меньше, чем сопро-

тивление движению по жестким роликам. При применении канатов крестовой свивки эти ролики на длинной конвейерной линии, транспортирующей калийную соль (в Испании), работают без ремонта уже 6 лет.

Шведская фирма «Скега» в 1964 г. разработала состав резины и конструкцию резинового скребка для очистки конвейерных лент на приводном барабане от налипающего грунта. Сечение

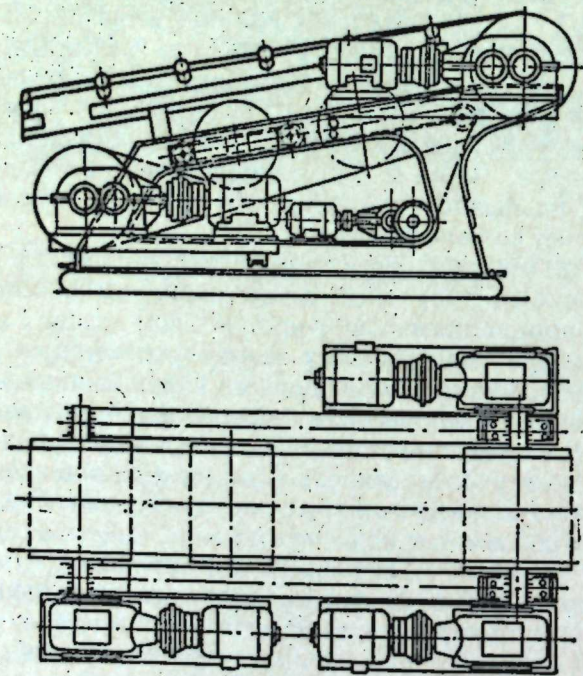


Рис. 65. Приводная станция чехословацкого конвейера типа К-300 для открытых разработок. Производительность конвейера 1000 м³/ч.

пластин для скребка 70×77 мм и 100×102 мм, наибольшая длина скребка 1300 мм. Скребок изнашивается незначительно.

Наряду с созданием новых опорных роликов, второй серьезной проблемой конвейеростроения является изыскание рациональной конструкции приводных станций. При небольшой мощности конвейеров можно изготовить весьма компактные приводные станции (рис. 65) и передвигать их волоком гусеничными или колесными тракторами. Вес приводных станций для конвейеров мощностью более 1000 кВт — свыше 100 т, поэтому необходимо их снабжать ходовым механизмом. До последнего времени конвейеростроительные фирмы при ширине ленты более 1200 мм

приводные станции оборудовали на железнодорожном или гусеничном ходу, но фирма «Везерхютте» (ФРГ) сконструировала новый шагающий ход (рис. 66), который за несколько лет эксплуатации хорошо себя зарекомендовал.

Передвижка секций ленточных конвейеров и хвостовых станций на карьерах и отвалах осуществляется во всех странах одним способом — турнодозерами на гусеничном или колесном ходу. Технология передвижки вполне отработана и при хорошей организации часовая производительность составляет 2000 м², т. е. конвейер длиной 500 м за час работы может быть передвинут на 4 м.

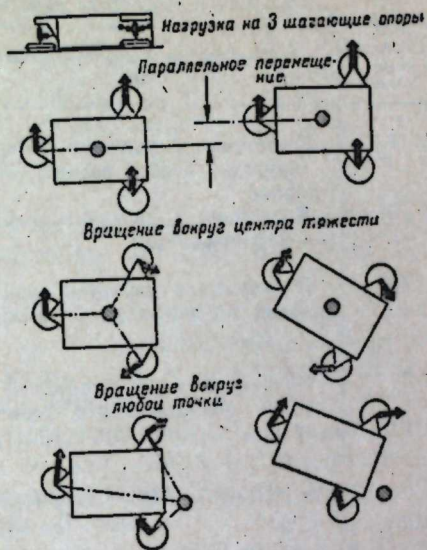


Рис. 66. Схема работы шагающего хода при передвижке тяжелой приводной станции ленточного конвейера «Везерхютте».

Сроки службы резино-тканевых конвейерных лент в Советском Союзе

Государственным стандартом ГОСТ 20—62 в СССР предусмотрен выпуск четырех типов резино-тканевых конвейерных лент, пригодных для работы в горной промышленности (табл. 46).

Конвейерные ленты типа 1 состоят из тканевого сердечника послышной конструкции, резиновой обкладки рабочей и нерабочей стороны и разреженной ткани (брекер) вокруг сердечника или в верхней резиновой обкладке. Борты ленты утолщенные, округлого профиля и усилены тканевой оберткой снаружи и внутри. Между тканевыми прокладками должны быть резиновые прослойки (сквиджи).

Ленты типа 2 отличаются от лент типа 1 тем, что не имеют разреженной ткани (брекер) вокруг сердечника или в верхней резиновой обкладке, а допускается лишь тканевая обертка бортов. Эти ленты изготовляют как с резиновыми прослойками между прокладками, так и без прослоек.

Ленты типа 2р состоят из тканевого сердечника послышной конструкции, резиновой обкладки рабочей и нерабочей поверхности и разреженной ткани, покрывающей рабочую сторону, или в толще резиновой обкладки. Между тканевыми прокладками должны быть резиновые прослойки. Допускается введение рези-

Таблица 46. Типы резино-тканевых конвейерных лент

Обозначение типов	Наименование и характеристика лент	Область применения
1	Послойные с усиленным бортом и двухсторонней резиновой обкладкой	Транспортирование сильно истирающих ленту крупнокусковых материалов
2	Послойные с двухсторонней резиновой обкладкой	Транспортирование средне- и мелкокусковых и сыпучих материалов
2р	Послойные с двухсторонней резиновой обкладкой и брекером	Транспортирование сильно истирающих ленту среднекусковых материалов в горнорудной промышленности
2у	Послойные с двухсторонней резиновой обкладкой и с тканевой оберткой бортов	Транспортирование рядового угля

нового амортизирующего слоя под резиновую обкладку рабочей поверхности.

Ленты типа 2у отличаются от лент типа 2р тем, что вместо разреженной ткани, покрывающей рабочую сторону, или в толще резиновой обкладки, применяется тканевая обертка бортов. Резиновый амортизирующий слой под верхнюю обкладку ленты типа 2у не вносится.

Максимальное число прокладок при ширине лент (любого типа) до 1000 мм установлено 8, при ширине лент до 1600 мм — 10, а при ширине лент до 2000 мм — 12. Толщина резиновых обкладок предусмотрена: для лент типа 1 рабочая сторона 6 мм, нерабочая 2 мм; для лент типа 2р рабочая сторона 4 мм, нерабочая 2 мм; для лент типа 2у рабочая сторона 3 мм, нерабочая 1,5 мм; для лент типа 2 рабочая сторона 3 мм, нерабочая 1 мм. (Толщина амортизирующего слоя входит в толщину резиновой обкладки.)

Прочность связи при расслоении между обкладкой и резино-тканевой прокладкой должна быть не менее 2,8 кгс/см, а между прокладками 3 кгс/см. Предел прочности при разрыве обкладочных резин установлен для лент типа 1 200 кг/см², для лент типа 2р 140 кгс/см², т. е. ниже зарубежных стандартов; относительное разрывное удлинение резин принято, соответственно 450 и 350%.

Гарантийный срок службы отечественных конвейерных лент с хлопчатобумажными прокладками, согласно ГОСТу 20—62, для горных предприятий СССР установлен следующий:

Характеристика транспортируемого материала	Срок службы при кругло-суточной работе, месяцев
Рядовой уголь (угольный карьер)	18
Рядовой уголь (сырая шахта)	20
Рядовой уголь (сухая шахта)	30
Руды цветных металлов (размер куска свыше 80 мм)	9

Руды цветных металлов (размер куска до 80 мм)	14
Руды черных металлов (размер куска свыше 80 мм)	11
Руды черных металлов (размер куска до 80 мм)	21
Известняковый камень (естественные условия, полузакрытое помещение)	12

При транспортировании других материалов гарантийный срок службы устанавливается изготовителем конвейерных лент по согласованию с потребителем.

В зарубежных странах гарантий срок службы конвейерных лент всех конструкций и при любом транспортируемом материале установлен 6 месяцев, исходя из того, что если в течение полу-года в ленте не обнаружено заводских дефектов, то срок ее службы зависит только от условий эксплуатации. Действительно, при хорошем качестве лент, условия эксплуатации могут привести либо к быстрому износу, либо к длительной работе ленты, во много раз превышающей гарантийный срок.

Фактический срок службы конвейерных лент в СССР при транспортировании мягких пород обычно превышает срок, установленный ГОСТом 20—62. Однако при транспортировании скальных пород и руд, особенно при большой их кусковатости, фактический срок службы лент значительно отличается от государственного. Объясняется это тем, что при перемещении скальных пород быстрее вскрываются заводские дефекты лент и резче проявляются недостатки в их эксплуатации.

Рассмотрим фактические сроки службы конвейерных лент при транспортировании скальных пород на примерах обогатительных фабрик.

Транспорт известняка. В литературе опубликованы многолетние данные по срокам службы конвейерных лент из бельтинга Б820 на двух дробильно-обогатительных фабриках Комсомольского (б. Каракубского) рудоуправления. На этих фабриках конвейерами транспортируется разрыхленный флюсовый известняк с коэффициентом крепости 8—10 по шкале проф. М. М. Протодяконова насыпным весом 1,56 т/м³.

При отсутствии заводских дефектов и нормальных условиях эксплуатации срок службы лент в значительной мере зависит от длины конвейера: на коротких конвейерах лента делает больше перегибов в единицу времени и чаще встречается с падающим грузом, вследствие чего изнашивается быстрее, чем на длинных. Поэтому показатели сроков службы лент в табл. 47 расположим в порядке увеличения длины конвейеров. Для удобства анализа подразделяем конвейеры на четыре группы со средневзвешенной длиной конвейеров: в I группе 18,5 м, во II группе 34,8 м, в III группе 69,7 м и в IV группе 142 м.

Данные табл. 47 подтверждают пропорциональную зависимость среднего срока службы лент в группах конвейеров от их

Таблица 47. Срок службы лент при транспортировании известняка

п. п.	Длина конвейера, м	Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/сек	Производительность, т/ч	Высота перегрузки, м	Крупность транспортируемого материала, мм	Срок службы ленты, ч
1	12,5	1200	0,3	112	2,7	80—400	7120
2	12,8	900	0,8	160	2,3	80—180	11550
3	14,9	900	2,0	328	0,8	25—150	5300
4	15,3	900	1,7	320	1,9	10—50	8150
5	19,5	900	1,8	665	2,5	60—150	6750
6	22,5	600	1,5	620	1,4	0—10	7200
7	23,8	1300	1,0	363	2,6	80—400	9720
8	26,9	1100	2,0	960	2,3	60—80	7960
Среднее по 8 конвейерам							7970
9	29,8	900	1,8	665	2,5	60—150	8050
10	29,8	900	1,8	665	2,5	60—150	7150
11	29,8	900	1,8	665	2,5	60—150	7900
12	31,0	1100	1,8	310	3,9	25—60	7440
13	31,1	1000	1,7	210	6,0	0—50	7320
14	31,4	1000	1,0	123	2,4	25—80	10800
15	31,7	750	1,8	328	5,9	25—60	9700
16	41,0	1100	1,8	665	0,8	50—150	7200
17	46,0	1000	1,6	967	1,6	25—80	11050
18	46,0	1300	1,6	967	0,7	25—80	9220
Среднее по 10 конвейерам							8580
19	51,0	1100	1,4	645	2,7	0—150	8890
20	51,0	1300	1,4	645	2,8	0—150	8240
21	73,7	1300	1,5	960	2,6	25—80	12000
22	86,0	1300	1,7	645	1,5	0—300	8160
23	86,9	1100	1,7	645	1,5	0—300	10200
Среднее по 5 конвейерам							9500
24	124	800	1,7	220	1,7	0—10	11950
25	124	900	1,7	220	1,7	0—10	9620
26	134	1000	1,8	780	1,7	0—10	9120
27	135	1000	1,8	780	1,7	0—10	10050
28	160	1300	1,6	780	1,6	0—10	12480
29	177	900	1,7	220	1,6	0—10	12960
Среднее по 6 конвейерам							11030
Среднее по всем конвейерам							9080

средней длины, хотя внутри групп имеются отклонения от этого правила. Отклонения в большинстве случаев вызываются влиянием вторичных факторов, например различной крупностью кусков (строки 1 и 2, 3 и 4, 21 и 22) и разной производительностью конвейеров (строки 7 и 8, 15 и 16). Однако имеют место отклонения, не связанные с указанными факторами (строки 9 и 10, 10 и 11, 22 и 23, 24 и 25), величина таких случайных отклонений относительно невелика.

Увеличение ширины лент не дает обязательного увеличения срока их службы, а в ряде случаев вызывает даже повышенный

износ (строки 1 и 2, 5 и 6, 19 и 20, 28 и 29). Действительно увеличение ширины лент при одинаковых скоростях и производительности может увеличивать износ лент, так как при этом увеличивается площадь касания материала к ленте. Из данных табл. 47 не улавливается также влияние высоты перегрузки и скоростей на их износ; первое, по-видимому, следует объяснить хорошим устройством перегрузочных пунктов, а второе — незначительным колебанием скоростей.

Средневзвешенный срок службы по всем 29 конвейерам, приведенным в табл. 47, составляет 9080 ч, что при 5000 ч работы конвейеров в году равнозначно 1,8 года. Следовательно, при транспортировании известняка на рудниках Комсомольского рудоуправления конвейерные ленты работают в среднем в 1,8 раза дольше, чем предусматривается ГОСТом 20—62.

Если по данным табл. 5 построить график, то изменение среднего срока службы лент в зависимости от длины конвейеров выразится параболической кривой (рис. 67).

Транспорт асбестовых руд. Комбинат Ураласбест разрабатывает открытым способом Баженовское месторождение хризотил-асбеста и перерабатывает асбестовую руду на четырех обогащательных фабриках, где широко используются ленточные конвейеры. Коэффициент крепости асбестовой руды колеблется от 6 до 16 по шкале проф. М. М. Протоdjяконова. Свободного кремнезема в руде нет, но она абразивна. Объемный вес руды в плотном теле 2,5—2,7 т/м³.

Сбор материалов о сроке службы конвейерных лент производился с целью выявления влияния на износ лент крупнокусковой руды, поэтому сведения собирали только по конвейерам, транспортирующим руду крупностью от 100 мм и выше. Для определения фактической кусковатости транспортируемый материал во время движения конвейера фотографировался с мерными рейками, уложенными в одной плоскости с конвейерной лентой.

Сведения о сроке службы конвейерных лент из бельтинга Б-820 собирались за последние 5—6 лет, причем данные по

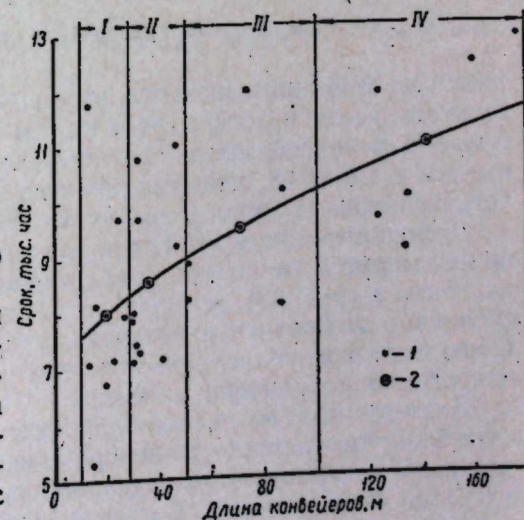


Рис. 67. Срок службы лент в зависимости от длины конвейера при транспортировании известняка на Комсомольском рудоуправлении:

1 — сроки службы отдельных лент; 2 — средневзвешенные сроки; I—IV — группы конвейеров.

Таблица 48. Срок службы конвейерных лент при транспортировании крупнокусковой асбестовой руды

Длина конвейера, м.	Ширина ленты, мм	Скорость ленты, м/сек	Производительность, т/ч	Высота перегрузки, м	Крупность материала, мм	Срок службы лент, месяцев	
						фактический	средний
Фабрика № 2							
14,6	800	1,5	270	2,0	0—112	7,5; 8,3; 7,5; 6,0; 12,5	7,3
15,2	1000	1,6	450	2,0	0—400	2,0; 1,5; 3,5; 4,3; 5,8; 6,0; 2,5	3,7
20,5	1000	1,5	450	3,0*	0—112	18,0; 12,5	15,3
43,5	1000	1,7	450	2,0*	0—112	11,5; 10,7	11,1
68,0	1000	1,6	436	3,0*	0—400	3,3; 19,6; 8,0; 5,0; 3,4; 10,0; 3,5; 9,6; 1,5	5,5
Фабрика № 3							
21,0	1200	1,8	611	3,0*	0—400	5,3; 3,6; 5,0; 4,5; 5,0; 7,0; 6,6; 6,8; 7,0; 3,5; 8,0	5,7
22,0	1200	1,6	428	3,0*	0—400	8,9; 7,9; 9,0; 7,5; 9,0; 3,0; 3,0; 2,7; 14,8; 12,0	7,8
27,0	1200	1,6	305	1,5	0—400	15,0; 11,5; 11,0	12,5
27,0	1200	1,6	305	1,5	0—400	18,3; 13,0; 8,0; 14,6; 14,0	14,9
48,0	1000	2,0	611	1,5	0—400	6,7; 5,0; 6,0; 9,0; 7,0; 8,5; 1,5; 9,5; 1,5	7,4
Фабрика № 5							
40,0	1200	1,3	349	1,5	0—400	6,0; 6,0; 9,0; 4,0; 10,5	7,4
40,0	1200	1,3	343	1,5	0—400	5,0; 12,0; 5,0	7,3

* На конвейеры подсыпают мелочь на перегрузочных пунктах.

фабрике № 4 пришлось исключить, вследствие неудовлетворительного учета износа лент на этом предприятии. Данные по ленточным конвейерам обогатительных фабрик № 2, 3 и 5 приведены в табл. 48, где порядок расположения материала, аналогично табл. 47, принят по возрастанию длины конвейеров.

Для правильного вычисления среднего срока службы лент, приведенного в последней графе табл. 48, была построена блок-диаграмма (рис. 68), которая наглядно показывает, какие точки следовало исключить из расчета, ввиду их явной случайности. Всего было исключено пять точек, что составляет 7% общего количества (71) изношенных лент.

Данные табл. 48 позволяют убедиться, что средние сроки службы отечественных конвейерных лент из бельтинг-Б-820 при транспортировании крупнокусковых асбестовых руд колеблются от 3,7 до 15,3 месяцев. Большой разброс отдельных цифр от средней, по-видимому, вызывается нестабильностью качества конвейерных лент, в силу нарушения технологии их изготовления, а большой разброс средних цифр может быть объяснен только различными условиями эксплуатации. Согласно ГОСТу 20—65, средний срок службы конвейерных лент при транспортировании

крупнодробленых руд черных и цветных металлов составляет 10 месяцев, таким образом, отклонения от ГОСТа в табл. 48 достигают — 63% и +53%.

Изменение длины конвейеров на асбестообогащительных фабриках меньше сказывается на сроке службы лент, чем изменение крупности материала. Так, увеличение длины конвейера с 15,2

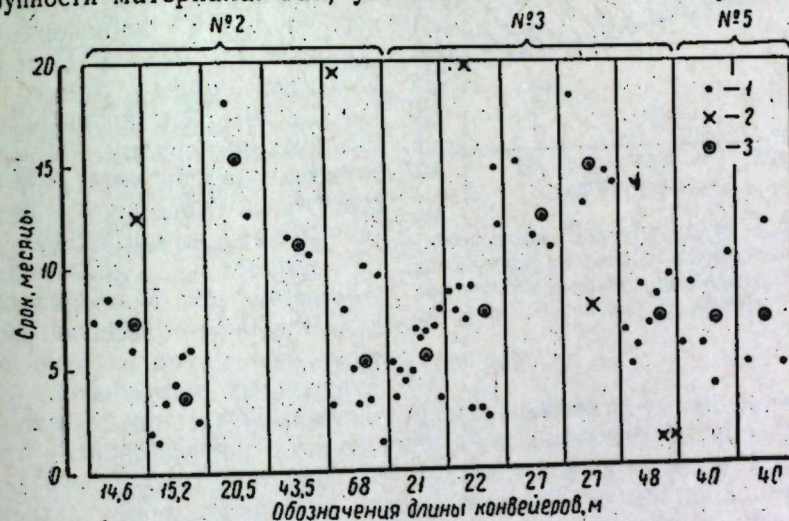


Рис. 68. Блок-диаграмма срока службы конвейерных лент на обогатительных фабриках № 2, № 3, № 5 треста Ураласбест при транспортировании крупнокусковых руд: 1 — фактические сроки службы лент; 2 — сроки, исключенные из расчета; 3 — средние сроки.

до 68 м, или в 4,5 раза, повысило срок службы лент, при всех прочих равных условиях, с 3,7 до 5,5 месяца, или в 1,5 раза. Между тем увеличение крупности руды в 3,6 раза у конвейеров длиной 20,5 и 15,2 м дало сокращение срока службы с 15,3 до 3,7 месяца, или в 4,1 раза. Почти такое же резкое влияние крупности руды на срок службы ленты наблюдается на конвейерах длиной 43,5 и 68 м, если внести поправку на их разную протяженность.

По данным табл. 48 может быть построен график (рис. 69), характеризующий влияние крупности материала на срок службы конвейерной ленты. На этом графике сплошными линиями соединены показатели конвейеров с одинаковой производительностью и примерно с одинаковой длиной, пунктирной линией — с одинаковой производительностью, но разной длины. Цифрами обозначена длина конвейеров, которые использованы для построения графика.

Зависимость срока службы лент от длины конвейеров, по данным табл. 48, можно изобразить в виде графиков (рис. 70), которые, однако, менее характерны, чем график на рис. 67, вследствие малого числа точек для построения и ограни-

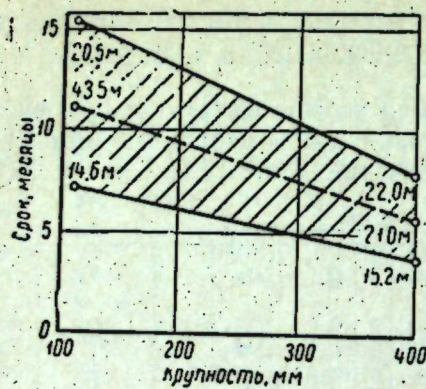


Рис. 69. График зависимости срока службы лент от крупности материала при транспортировании асбестовой руды. Цифры у точек — длина конвейера.

рабатывающих открытым способом месторождения железистых кварцитов. Добываемая железная руда с коэффициентом крепости 12—18 по шкале проф. М. М. Протодяконова перерабатывается на шести обогатительных фабриках, оборудованных многими ленточными конвейерами.

Из-за большой производительности фабрик установлены конвейеры с широкой лентой в основном из бельтинга ОПБ и из синтетических тканей иностранного производства. Скорость движения лент обычно 1,5—2 м/сек. Сведения о сроках службы лент, собранные по 80 конвейерам, транспортирующим в основном крупнокусковую руду, представлены в табл. 49 и сгруппированы по длине конвейеров.

По табл. 49 виден очень большой разброс (до 24 раз) сроков службы отечественных конвейерных лент (ЮГОК-1, конвейер длиной 101 м). Это свидетельствует о низкой

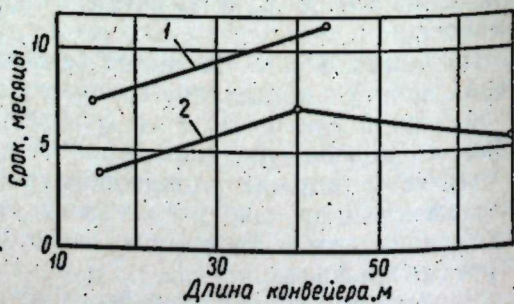


Рис. 70. Графики зависимости срока службы лент от длины конвейера при крупности транспортируемого материала: 112 мм (1) и 400 мм (2).

ченной протяженности конвейеров.

Средневзвешенный срок службы всех конвейерных лент, учтенных в табл. 48, а также за вычетом исключенных на рис. 67 одинаков и составляет 7,6 месяца. Если асбестовые руды отнести в ГОСТе 20—62 к крупным металлическим рудам, то срок службы конвейерных лент на асбестовых фабриках будет на $\frac{1}{3}$ ниже, чем по ГОСТу.

Транспорт железистых кварцитов. В Криворожском железорудном бассейне построено пять крупных горно-обогатительных комбинатов, раз-

Таблица 49. Сроки службы конвейерных лент при транспортировании железистых кварцитов на Криворожских ГОКах

Длина конвейера, м	Ширина ленты, мм	Производительность, т/ч	Высота перегрузки, м	Крупность руды, мм	Тип прокладок ленты	Сроки службы лент, месяцы	
						фактические, от — до	средневзвешенные
Фабрика ЮГОК-1							
55,0	1600	2500	3,0	0—112	ОПБ-5	7—26	13,8
77,0	1600	2500	3,5	0—112	»	18—41	25,6
118,0	1600	2500	3,0	0—112	»	7—39	20,4
57,3	1600	2500	4,0	0—400	»	18—29	23,3
60,4	1600	2500	4,0	0—400	»	17—22	19,4
80,0	1200	500	1,3	0—400	»	3—43	16,5
101,0	1600	2500	4,0	0—400	»	1—24	10,1
106,2	1600	2500	2,5	0—400	»	7—26	15,6
111,2	1600	2500	2,5	0—400	»	15—26	20,1
272,0	1600	2500	4,0	0—400	»	4—22	15,2

Фабрика ЮГОК-2

39,0	2000	2500	2,5	0—250	ОПБ-5	4—13	7,0
80,0	1200	400	1,0	0—250	»	18—30	24,0
82,0	1200	400	1,0	0—250	»	11—40	24,8
98,0	1200	400	1,0	0—250	»	17—28	22,0
323,0	2000	2500	1,0	0—250	Английск.	8—19	14,8

Фабрика НКГОК

18,8	1200	500	1,0	0—250	Б-820	3—19	10,4
18,8	1200	500	1,0	0—250	ОПБ-5	6—19	12,8
28,0	1600	1500	3,0	0—30	»	13—33	25,6
28,0	1600	1500	3,0	0—30	Английск.	27—36	30,3
75,7	1600	2500	3,0	0—250	»	6—22	12,5
164,0	1600	2200	2,5	0—30	»	36—63	44,0
248,0	2000	2200	4,0	0—250	»	18—30	26,1

Фабрика ЦГОК

9—10	1300	1200	0,3	0—250	Японск.	12—36	16,8
57,0	1600	2500	3,0	0—30	»	12—31	16,0
71,0	1600	1500	2,5	0—250	»	4—18	10,4
152,9	1600	2500	4,0	0—30	»	24	24,0
267,0	2000	2200	0,5	0—250	»	7—19	10,8

Фабрика СевГОК

7,2	1200	—	0,5	0—250	ОПБ-5	9—16	12,5
9,5	1200	—	0,5	0—250	»	10—14	12,0
88,0	2000	—	2,5	0—250	Чехослов.	22	22,0
220,0	1600	—	2,5	0—30	»	24—30	27,0
339,0	2000	—	0,5	0—250	»	22	22,0

Фабрика ИнГОК

85,3	1600	2750	2,5	0—250	Чехослов.	16—17	16,5
312,0	2000	2750	0,6	0—250	»	22—24	23,0

Вторым показателем низкого качества отечественных конвейерных лент является тот факт, что ленты из обычного бельтинга Б-820 и из особопрочного бельтинга ОПБ-5 в одинаковых условиях эксплуатации имеют почти одинаковые сроки службы (НКГОК, конвейеры длиной 18,8 м). Как известно, ленты из ОПБ-5 значительно дороже лент из Б-820; так как первые предназначены для более тяжелых условий эксплуатации, поэтому в одинаковых условиях они должны служить значительно дольше, чем ленты из Б-820.

В отличие от данных табл. 47 и 48 данные табл. 49 показывают значительно меньшую зависимость срока службы лент от длины конвейеров: например, на ЮГОК-1 на семи конвейерах длиной от 57,3 до 272 м срок службы лент почти одинаковый, хотя длина конвейеров меняется в 4,7 раза. Зато влияние высоты перегрузки на срок службы лент в табл. 49 чувствуется значительно сильнее, чем в табл. 47 и 48; например по ЮГОК-1 увеличение срока службы лент при уменьшении высоты перегрузки явно чувствуется на конвейерах длиной 80 и 101 м, а также на конвейерах длиной 111 и 272 м, хотя в обоих случаях первые конвейеры меньшей длины, чем вторые.

Из сказанного следует вывод, что физико-механические свойства транспортируемых пород существенно изменяют степень важности различных факторов, влияющих на износ конвейерных лент. Если при транспортировании малоабразивного известняка одним из основных факторов износа лент является длина конвейера, то при транспортировании сильно абразивного железистого кварцита наиболее важными факторами становятся высота перегрузки и крупность кусков.

Средние сроки службы конвейерных лент на Криворожских ГОКах колеблются: при транспортировании крупной руды от 7 до 26 месяцев, при транспортировании мелкой руды от 16 до 44 месяцев.

Расчетный срок службы ленты. Существует очень много рекомендаций и формул для определения срока службы лент. При предварительных расчетах срок службы лент на открытых разработках рекомендуется принимать для резино-тканевых лент два-четыре года, для резино-тросовых лент четыре-шесть лет. При работе конвейеров в отапливаемых беспыльных помещениях и при неабразивных грузах срок службы лент можно принимать 8 лет.

Для уточненных расчетов наибольшее распространение получила формула ВНИИПТМаша, являющаяся видоизменением формулы Хетцеля и Олбрайта, которая основана на большом фактическом материале английской промышленности,

$$T = \frac{20000B^2(L+50)g_1g_2g_3g_4g_5g_6g_7g_8}{Q} \quad (19/3)$$

где T — срок службы ленты, ч;

B — ширина ленты, м;

L — длина конвейера, м;

Q — производительность, т/ч;

g_1-g_8 — коэффициенты, учитывающие, соответственно, характер груза, направление транспортирования, местонахождение конвейера, тип приводного устройства, тип натяжного устройства, способ разгрузки ленты, диаметр приводного барабана, толщину резиновой обкладки.

Основной недостаток формулы (19/3) состоит в том, что она не учитывает фактической скорости движения ленты и способа загрузки материала на ленту, т. е. высоты перегрузки, подсева мелочи и пр. Кроме того, значения коэффициента g_1 разработаны только до крупности транспортируемых кусков 200 мм, а значения коэффициента g_8 — до толщины грузовой резиновой обкладки 6,3 мм.

Формула Гипроруды (Ленинград), опубликованная К. С. Веселковой и П. П. Липовым, имеет вид:

$$T = \frac{800000B^2 \sqrt{L \cos \alpha} K_1 K_2 K_3 K_4 K_5}{Q} \quad (20/3)$$

где T — срок службы ленты, ч;

B — ширина ленты, м;

L — длина конвейера, м;

Q — производительность, т/ч;

α — угол наклона конвейера, град;

K_1-K_5 — коэффициенты, учитывающие, соответственно, физико-механические свойства руды, место установки конвейера, тип каркаса ленты, качество обкладок, конструктивное устройство конвейера.

Главное отличие формулы (20/3) от выражения (19/3) состоит в том, что длина конвейера взята под радикал. Если учесть, что при сильно абразивных рудах влияние длины конвейера на срок службы лент проявляется, как сказано ранее, в меньшей степени, чем при неабразивных, для которых выводилась зависимость Хетцеля и Олбрайта, то произведенное изменение расчетной формулы обосновано. По-видимому, справедлива замена четырех коэффициентов (g_4, g_5, g_6, g_7) в формуле (19/3) одним коэффициентом K_5 , учитывающим конструктивное устройство конвейера, и введение нового коэффициента K_3 , зависящего от типа каркаса ленты.

Недостаток формулы (20/3) состоит в том, что она не учитывает размера кусков руды, способа ее загрузки на ленту и фактической скорости ленты. В показатель производительности конвейера входит расчетная скорость ленты, но фактическая производительность конвейеров бывает много ниже расчетной, поэтому без поправки на фактическую скорость ленты можно получить завышенный срок службы лент.

Формула Я. Б. Кальницкого для определения срока службы лент при транспортировании рядовой горной массы имеет вид:

$$T = \frac{200B^2 \delta \cos \beta^3 \sqrt{LK_1 K_2 K_3 K_4 K_5}}{(1+af) \gamma h}, \quad (21/3)$$

где T — срок службы ленты, ч;

B — ширина ленты, м;

δ — толщина рабочей обкладки, мм;

β — угол наклона конвейера, град.;

a — средний линейный размер кусков, м;

f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова;

γ — насыпной вес груза, т/м³;

h — высота падения груза на ленту, м;

$K_1 - K_5$ — коэффициенты, учитывающие, соответственно, конструкцию каркаса ленты, качество рабочей обкладки, упругость роликоопор в пункте погрузки, характер и место установки конвейера, предварительную подсыпку мелочи на ленту.

В формуле (21/3) предусмотрена зависимость срока службы ленты от длины конвейера еще меньшая, чем в выражениях (19/3) и (20/3), и обстоятельно учтено конструктивное устройство пункта погрузки (параметром h и коэффициентами K_3 и K_5). Дополнительно введены крупность куска и коэффициент крепости, что улучшает формулу. Не включена скорость ленты, но это не является недостатком формулы, так как она предназначена автором для конвейеров со скоростью ленты до 2 м/сек.

К сожалению, в формулу (21/3) не вошла производительность конвейера, в результате чего ширина ленты приобрела чрезвычайно большое влияние на срок ее службы, что не соответствует действительности, так как срок службы ленты в очень малой степени зависит от ее ширины. Существенным недостатком формулы (21/3) является неопределенность понятия «средний линейный размер кусков», так как не указано, как его вычислять.

Из обзора существующих методов расчета сроков службы конвейерных лент видно, что ни один из них не может быть назван универсальным. Каждый метод имеет свои преимущества и недостатки, так как разработан для определенных условий работы конвейера.

В настоящее время, ввиду недостаточности существующих методов расчета сроков службы конвейерных лент для специфических условий различных отраслей горной промышленности СССР, производится разработка новых расчетных формул для предприятий строительных материалов — в институте ВНИИНЕ-РУД (г. Тольятти), для предприятий черной металлургии — в Институте горного дела (г. Свердловск).

Условия рационального применения магистральных конвейерных линий

Технический прогресс в области конвейеростроения за последние 10—15 лет, выразившийся в росте мощности и длины кон-

вейерных установок и применении новых типов высокопрочных лент, сделал рентабельной замену железнодорожных перевозок на короткие расстояния конвейерным транспортом.

Институт ВНИИПТМаш, исследовав экономические условия применения магистрального конвейерного транспорта сыпучих грузов в промышленности и строительстве, установил, что конвейерный транспорт выгоднее электровозного транспорта при грузообороте 6 млн. т в год до расстояния 6 км, а при грузообороте 25 млн. т в год — до 8 км. По затратам металла на 1000 т грузов в год конвейерный транспорт более экономичен по сравнению с железнодорожным транспортом и подвесными канатными дорогами при любом грузообороте, а по сравнению с автомобильным транспортом — при большом грузообороте.

За последние годы в печати появилось много статей, авторы которых решительно предлагают внедрять магистральный конвейерный транспорт в Советском Союзе. Имеются предложения заменить железнодорожный транспорт магистральными конвейерами для доставки известняка со Студеновского карьера и железной руды с рудников Курской магнитной аномалии на Новолипецкий металлургический завод, для доставки железной руды с Новокриворожского ГОКа на Криворожский металлургический завод, для доставки угля от карагандинских шахт на Карагандинский металлургический завод и от воркутинских шахт до речных портов Печора или Нарьян-Мар.

Началом внедрения магистрального конвейерного транспорта в СССР явилась постройка в 1960 г. на Волчанском угольном карьере двухкилометровой конвейерной линии под деревянным навесом для подвозки угля от карьера на обогатительную фабрику.

В конце 1961 г. на ДОФ Комсомольского рудоуправления была пущена открытая конвейерная линия длиной 1,8 км для доставки отходов фабрики на отвал. Эта линия состоит из 11 конвейеров производительностью 500 т/ч и, благодаря замене железнодорожного транспорта, дает годовую экономию около 87 тыс. руб.

В 1961 г. начала эксплуатироваться взамен автотранспорта конвейерная линия длиной 6,5 км для доставки дробленого известняка на Ахан-Гаранском цементном заводе (рис. 71). По трассе смонтировано четыре конвейера КРУ-350 с резино-тросовой лентой и два небольших конвейера с резино-тканевой лентой. На карьере установлены дробилка крупного дробления и две — среднего дробления, поэтому крупность транспортируемого известняка не превышает 80 мм.

Четвертая и наиболее крупная магистральная конвейерная линия в СССР пущена в 1965 г. на Алтын-Топканском свинцово-цинковом комбинате. Руда с открытых и подземных работ высокогорного рудника поступает в конусную дробилку УЗТМ 1200/150, из которой сорокадвухметровым конвейером подается

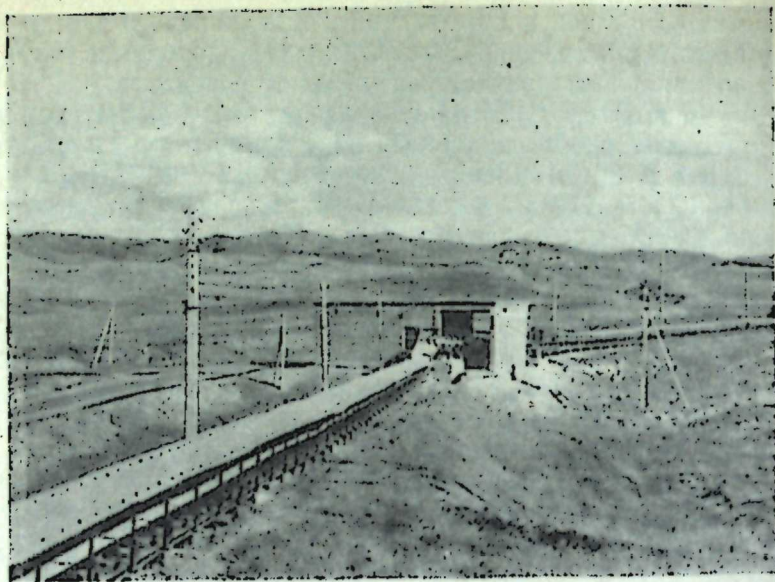


Рис. 71. Конвейерная линия для транспортирования дробленого известняка на Ахан-Гаранском цементном заводе.

в рудоспуск длиной 142 м. Из рудоспуска руда поступает на два последовательно расположенных канатно-ленточных конвейера (см. табл. 42): КЛК-3 проложен по штольне длиной 1,6 км, по двум тоннелям длиной 178 и 76 м и по эстакаде длиной 138 м; КЛК-4 проложен по тоннелю длиной 2,1 км и в галерее длиной 205 м. Общая длина трассы 6,9 км, в том числе КЛК-3 — 3 км и КЛК-4 — 3,9 км (рис. 72).

Оба конвейера работают на спуск руды со средним углом наклона $2,5^\circ$. В открытой части оба конвейера проложены на земляной насыпи шириной 6,5 м, где устроена трехметровая дорога для проезда трактора. Ширина штольни и тоннелей 3,6 м, сечение их в свету $8,9 \text{ м}^2$. В подземных выработках рядом с конвейером проложена рельсовая колея шириной 750 мм для передвижения ремонтников и подвоза материалов. До сооружения конвейерной линии на доставке руды с Алтын-Топканского рудника использовалось четыре нитки канатно-подвесной дороги.

Магистральный конвейерный транспорт за рубежом широко применяется для доставки угля от шахт и карьеров на фабрики или электростанции, для доставки строительных материалов на гидротехнические сооружения и для транспортирования дробленого известняка на цементные заводы.

На итальянских угольных карьерах Санта-Барбара и Пьетрафита конвейерные линии длиной по 2 км доставляют уголь на электростанции. Производительность линий, соответственно, 1,8 и 1 млн. т в год. Обе линии не имеют параллельных конвейеров и работают по две смены в сутки шесть дней в неделю.

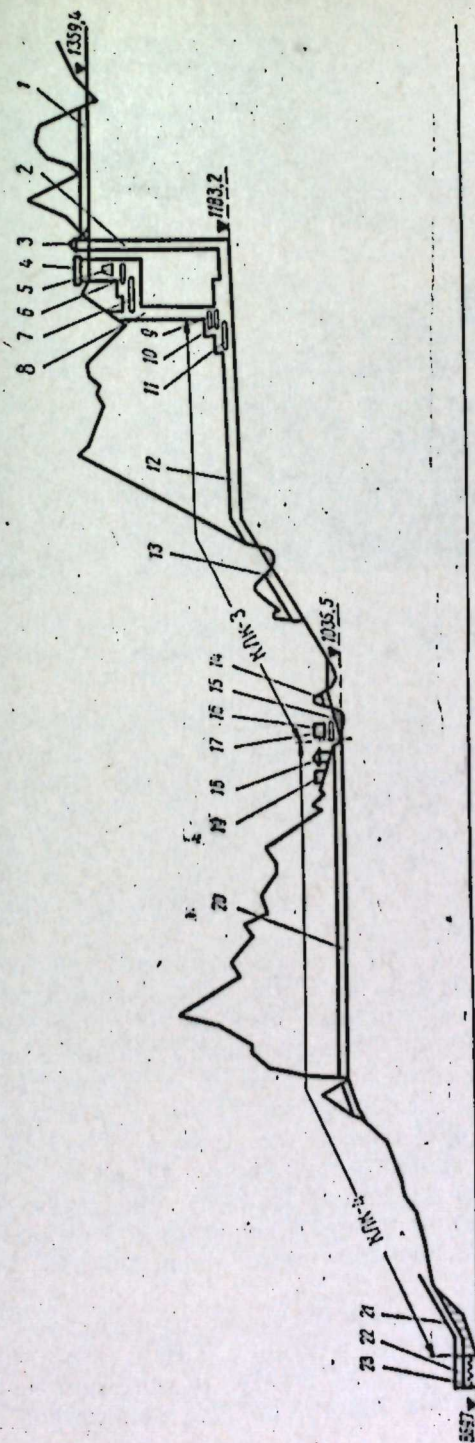


Рис. 72. Профиль трассы конвейерной линии длиной 6,9 км на Алтын-Топканском комбинате:

1 — тоннель электровозной откатки, $L=984,7 \text{ м}$; 2 — вентиляционный ствол $\varnothing 3 \text{ м}$, $h=174 \text{ м}$; 3 — копер с подъемной машиной; 4 — козловый кран $100/25 \text{ т}$; 5 — конусная дробилка $1200/150$; 6 — пластинчатый питатель, $B=1800 \text{ мм}$, $L=6000 \text{ мм}$; 7 — конвейер, $B=1200 \text{ мм}$, $L=42 \text{ м}$; 8 — рудоспуск $\varnothing 3,0 \text{ м}$, $h=157,5 \text{ м}$; 9 — пластинчатый питатель, $B=1200 \text{ мм}$, $L=9000 \text{ мм}$; 10 — конвейер сбора просыпи, $B=650 \text{ мм}$, $L=10 \text{ м}$; 11 — разгонный конвейер, $B=1200 \text{ мм}$, $L=5,85 \text{ м}$; 12 — тоннель КЛК-3, $L=1584 \text{ м}$; 13 — тоннель, $L=168 \text{ м}$; 14 — тоннель, $L=76 \text{ м}$; 15 — эстакада, $L=138 \text{ м}$; 16 — эстакада приподнятого Сардобского рудника; 17 — разгонный конвейер, $B=1200 \text{ мм}$, $L=9,0 \text{ м}$; 18 — бункер дробленой руды Сардобского рудника; 19 — дробильное отделение Сардобского рудника; 20 — тоннель КЛК-4, $L=2105 \text{ м}$; 21 — галерея, $L=205 \text{ м}$; 22 — реверсивный конвейер, $B=1200 \text{ мм}$, $L=40 \text{ м}$ и катушка конвейера, $B=1200 \text{ мм}$, $L=36 \text{ м}$; 23 — новые бункеры для КЛК на 2500 т .

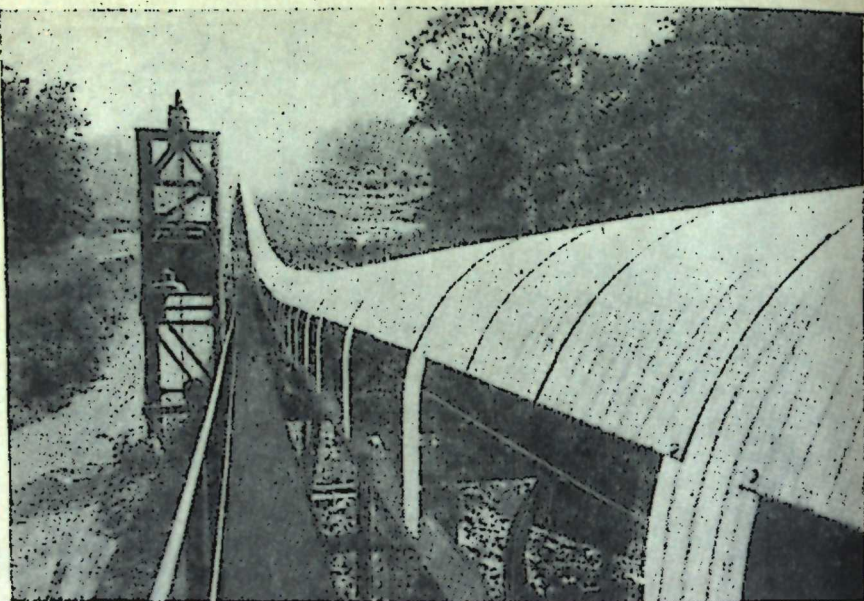


Рис. 73. Конвейерная линия для транспортирования угля с карьера Москингем на ТЭЦ в США. Рядом с конвейерами проложена автодорога.

К одному из итальянских цементных заводов построена магистральная конвейерная линия длиной 3,6 км, доставляющая с карьера дробленый известняк крупностью 150 мм. Длина конвейеров этой линии составляет 92, 235, 966, 1150 и 1260 м. Ширина ленты на всех конвейерах 800 мм, скорость 2,1 м/сек. Производительность конвейеров 400 т/ч, или 280 м³/ч. Для защиты ленты от осадков и солнечного облучения конвейеры снабжены навесами и боковыми стенками из этернита.

В США, штат Огайо, с 1961 г. эксплуатируются две конвейерные линии для доставки угля на ТЭЦ, одна — протяженностью 7,2 км — с карьера Москингем, вторая — протяженностью 4,8 км — с карьера Пибоди. Магистральная линия Москингем (рис. 73) состоит из 14 конвейеров длиной от 152 до 914 м, ширина лент 914 мм, скорость движения 3,1 м/сек. Магистральная линия Пибоди состоит из 5 конвейеров длиной от 563 до 1420 м, ширина лент 1067 мм, скорость движения 3,1 м/сек. Холостые ветви конвейерных лент на линии Пибоди поворачиваются на 180° и движутся по нижним роликам своей чистой стороной, чем полностью устраняется необходимость расстыковки конвейеров.

Широкое применение магистральный конвейерный транспорт получил на строительстве плотин в США. На строительстве плотины Шаста-Дам в штате Калифорния еще в 1940 г. была смонтирована линия из 26 конвейеров общей

протяженностью 15,5 км. Конвейеры с лентой шириной 914 мм при скорости движения 2,8 м/сек обеспечили перемещение по 400 т песка и гравия в час. На этой линии впервые были установлены резино-тросовые ленты, позволившие увеличить длину конвейеров до 1070 м. Всего конвейерной линией перемещено 11,5 млн. т грунта при стоимости доставки на 7,5% меньшей, чем при существовавшем ранее железнодорожном транспорте.

На строительстве плотины Балл-Шоус в штате Арканзас за 1948—1950 гг. транспортировано при помощи конвейеров 4 млн. т скального грунта (доломита), дробленного в карьере до 200 мм, на расстояние 11,2 км. Конвейерная линия производительностью 650 т/ч состояла из 21 конвейера с лентой шириной 760 мм и скоростью движения 2,7 м/сек. На обслуживании всей линии в смену было занято 7 человек. Стоимость тонно-километра конвейерного транспорта составила 2,8 цента.

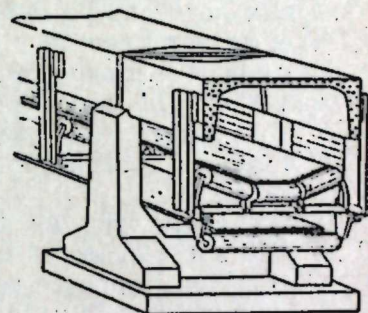


Рис. 74. Секция магистрального конвейера на цементном заводе Ловренс в США.

Высокопроизводительные конвейерные магистрали были сооружены на строительстве дамбы Большого Соленого Озера в штате Юта и на строительстве плотины Тиринити в штате Калифорния. Протяженность конвейеров Большого Соленого Озера 2,3 км, а производительность 4200 т/ч. Протяженность конвейеров Тиринити 3,2 км, часовая производительность 1070 м³, или 2140 т. В обеих конвейерных линиях частично установлены наклонные конвейеры с рекуперацией электрической энергии. На строительстве плотины Тиринити за три года перемещено 23 млн. т глины и гравия; среднесуточная производительность конвейеров 19 тыс. м³.

На цементном заводе Ловренс в штате Оклахома (США) с 1960 г. работает стационарная конвейерная линия длиной 8,8 км для доставки дробленого известняка из карьера. На линии установлено семь конвейеров длиной от 165 до 3500 м. Ширина лент 914 мм, скорость движения 2,5 м/сек, часовая производительность линии 1000 т. На этой линии применены опорные секции в виде коробчатых плит из напряженного железобетона, к которым на швеллерах подвешены верхние и нижние роликоопоры (рис. 74). Чтобы транспортируемый материал не сдувало ветром, лента с обеих сторон завешивается съемными алюминиевыми листами.

Конвейерные линии длиной 2—5 км построены во многих странах. Например, в Либерии — для доставки железной руды с карьера Нимба, производительностью 7,5 млн. т в год; в Замбии — для доставки дробленой медной руды от карьера Нгвення на

обогадительную фабрику и к железнодорожным бункерам; в Гвинее — для доставки вскрыши с бокситового карьера Биллитон на отвалы; в Южно-Африканском Союзе — для доставки алмазной руды на обогадительную фабрику; в Индии — для доставки железной руды с трех рудников: Басуа, Кирибуру и Гуа, причем на Басуа трасса проходит по пересеченной местности; в Перу — для доставки железной руды с карьера Сан Николас в морской порт; в Испании — для доставки силвинита с рудника Епарза на химический завод Барнан; в Англии — для доставки 980 м³/ч вскрышных пород из угольного карьера Вестфелд на отвалы; в США — для отсыпки 2000 т/ч дробленого скального грунта в насыпи к мосту Д. Вашингтона через р. Гудзон; в США — для доставки 900 т угля в час из карьера Симко-Пибоди в штате Огайо до обогадительной фабрики; в Канаде — для доставки 1200 т/ч песка и гравия с моренной галей в дамбу Портедж на р. Пнес.

Ширина ленты на этих конвейерных линиях колеблется от 780 до 1680 мм, а скорость меняется в широких пределах: от 1,6 до 4,6 м/сек. Наиболее интересны из перечисленных конвейерные линии в Испании и Канаде, так как каждая состоит лишь из одного конвейера с резино-тросовой лентой, причем канадский конвейер длиной 4,6 км — самый длинный в мире ленточный конвейер.

Наряду с широким применением магистральных конвейерных линий длиной 2—5 км наблюдается тенденция дальнейшего значительного увеличения длины линий. Так, 7,4-километровая линия производительностью 800 т/ч строится в США для доставки угля от карьера Вэрвик на обогадительную фабрику. В Чехословакии спроектирован канатно-ленточный конвейер длиной 7,5 км производительностью 1400 т/ч для полиметаллического рудника Пинарес в Кубе. На английской электростанции Лонганет строят канатно-ленточный конвейер длиной 8,8 км для доставки 5 млн. т угля в год от четырех соседних шахт.

На железорудном карьере Кармен (Чили) с 1960 г. работает 11-километровая конвейерная линия для доставки 1 млн. т магнетита в год к обогадительной фабрике. Карьер расположен на 310 м выше фабрики, поэтому из 13 конвейеров 6 работают с рекуперацией энергии. Длина конвейеров 510—1226 м, а мощность их двигателей — 40—75 квт. Ширина конвейерных лент 610 мм, скорость движения 2,8 м/сек. Часовая производительность конвейеров 500 т. Конвейеры установлены в пустынной местности под открытым небом, поэтому имеют через каждые 12 м ветровые рамки, удерживающие ленту.

В Швеции для доставки в порт Лулеа 4000 т/ч железной руды построена конвейерная линия протяженностью 17 км с лентой шириной 1400 мм. В ЧССР проектируется установка канатно-ленточного конвейера для транспортирования 1000 т угля в час на расстояние 24,5 км. В Мексике несколько лет работает

конвейерная линия длиной 25,6 км с лентой шириной 914 мм, которая транспортирует дробленую до 150 мм серу в количестве 400 т/ч. В США сооружается конвейерная магистраль длиной 27,2 км производительностью 8000 т/ч для доставки железной руды от озера Эри к металлургическим заводам и складам Пенсильванской железной дороги в г. Кливленде.

В ФРГ заплайировано сооружение конвейерной магистрали от порта Вильгельмсхафена до заводов Рура для доставки руды на расстояние 250 км при помощи 125 конвейеров по 2 км каждый.

Экономичность магистрального конвейерного транспорта в СССР

В Уральском филиале АН СССР проведен технико-экономический расчет выгоды замены короткопробежных железнодорожных перевозок угля конвейерным транспортом от предприятий комбината Челябинскуголь до электростанции Челябинэнерго.

Наиболее удобными для строительства конвейерных линий оказались две электростанции, расположенные в Челябинском угольном бассейне, — Челябинская ТЭЦ-1, потребляющая 2,5 млн т угля в год, и Южно-Уральская РЭС, потребляющая 5,6 млн т угля в год. Средняя себестоимость существующего железнодорожного транспорта 1 т угля на эти электростанции от шахт и разрезов комбината Челябинскуголь составляет (руб.):

	ЧТЭЦ-1	ЮУРЭС
Проезд по путям шахт и разрезов	0,228	0,232
Перевозка по путям МПС	0,127	0,170
Проезд по путям электростанций	0,150	0,480
Всего	0,505	0,882

Переключение потока угля с железнодорожного на другой вид транспорта высвобождает известную часть подвижного состава. Это высвобождение, за вычетом ущерба МПС от сокращения грузооборота, дает экономию государственных средств на 1 т угля в размере (руб.):

	ЧТЭЦ-1	ЮУРЭС
Подъездные пути шахт и разрезов	0,103	0,223
Магистральные пути МПС	0,016	
Подъездные пути электростанций	0,045	0,144
Всего	0,164	0,367

Тип ленточного конвейера для установки в магистральных линиях выбирался на основе экономического сопоставления угольных конвейеров четырех типов: КЛШ-500, КЛ-500, КРУ-350 и КРУ-900. Анализ годовых расходов на заработную плату, амортизационные отчисления, электрическую энергию и конвейер-

ную ленту показал, что при производительности линии до 250 т/ч выгоднее применять конвейеры КЛШ-500 с лентой на основе бейтинга Б-820, при производительности 250—500 т/ч — конвейеры КЛ-500 с лентой на синтетической основе, а при производительности свыше 500 т/ч — конвейеры КРУ-900 с резиновой лентой.

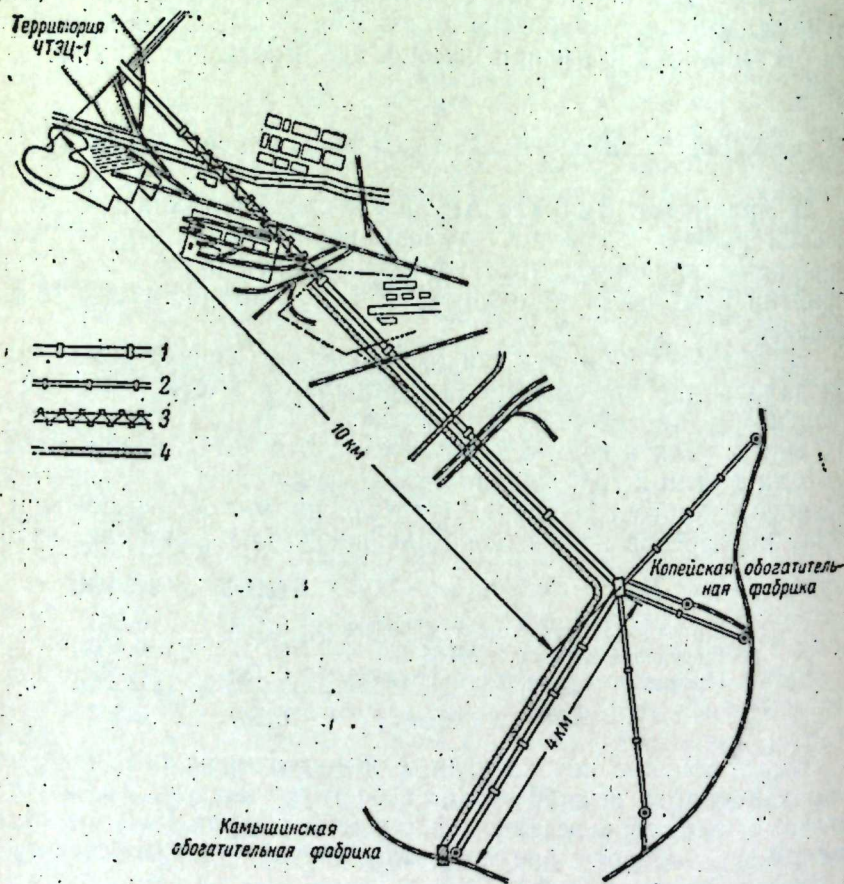


Рис. 75. Схема конвейерного транспорта угля от шахт и обогатительных фабрик на Челябинскую ТЭЦ-1:
1 — магистральная конвейерная линия; 2 — передаточные конвейеры; 3 — железобетонная эстакада; 4 — автомобильная дорога.

Трасса конвейерной линии на Челябинскую ТЭЦ-1 длиной 15 км определялась расположением двух существующих углеобогатительных фабрик, от которых мелкий уголь наиболее выгодно использовать в электростанциях (рис. 75). Одновременно с устройством конвейерных линий от обогатительных фабрик целесообразно устраивать их и от шахт к фабрикам. Все конвейерные линии помещаются в неотапливаемых галереях, кроме линии

между обогатительными фабриками, которая должна отапливаться, так как по ней доставляется влажный уголь.

Трасса конвейерной линии на Южно-Уральскую РЭС длиной 49 км определялась, при отсутствии обогатительных фабрик, меридиональным расположением шахт в этом районе (рис. 76). Вдоль конвейерной линии необходима автомобильная дорога для обслуживающего персонала, а также телефонная и осветительная линии. В районе жилых поселков и водоемов конвейеры устанавливаются на желе-

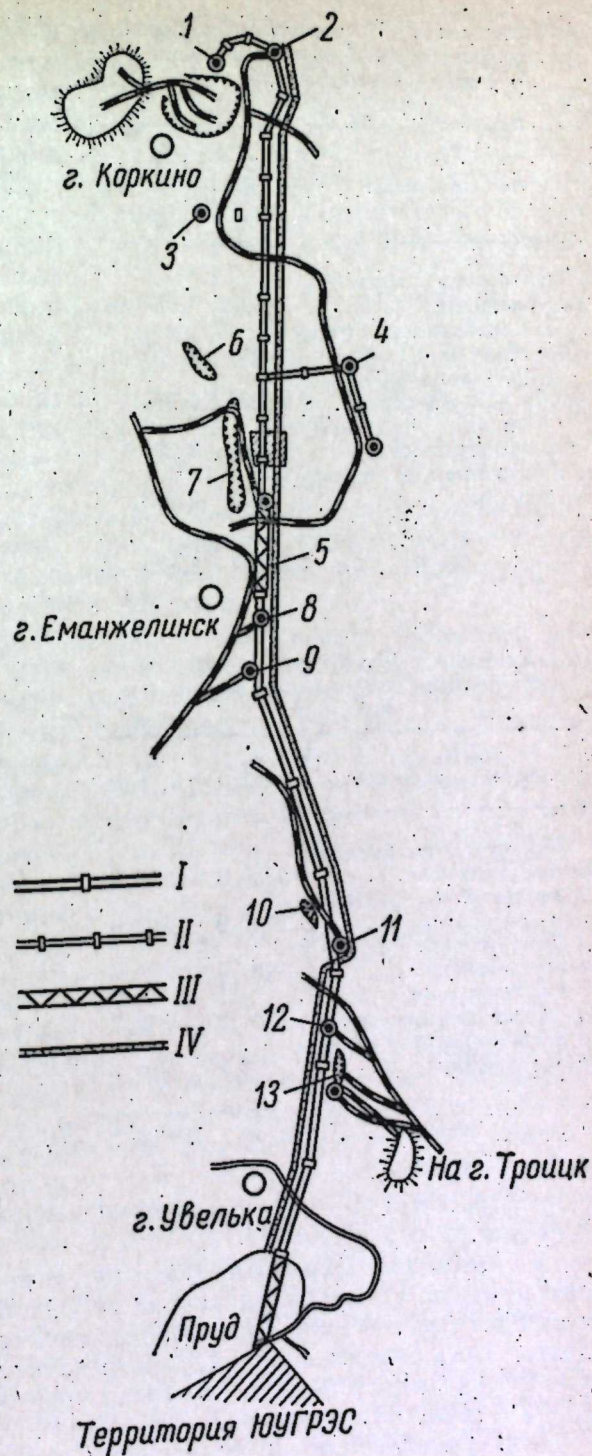


Рис. 76. Схема конвейерного транспорта угля от шахт южной части Челябинского бассейна на Южно-Уральскую ГРЭС:

I — магистральная конвейерная линия; II — передаточные конвейеры; III — железобетонная эстакада; IV — автомобильная дорога; 1 — шахта № 35; 2 — шахта «Калачевская» № 1; 3 — шахта «Пригородная»; 4 — шахта «Восточно-Батуриинская» № 1-2; 5 — шахта «Южно-Батуриинская»; 6 — разрез № 9; 7 — разрез № 3-4; 8 — шахта № 18-бис; 9 — шахта № 19А; 10 — разрез № 8; 11 — шахта «Кулярская» № 3; 12 — шахта «Кулярская» № 1-2; 13 — Красносельский разрез.

Таблица 50. Себестоимость конвейерного транспорта 1 т угля от шахт на электростанции Челябинского бассейна, руб.

Элементы затрат	На ЧТЭЦ-1	На ЮУРЭС
Заработная плата с начислениями	0,030	0,037
Электроэнергия (при цене 1 квт.ч 0,3 коп.) . .	0,015	0,045
Амортизация оборудования и сооружений . .	0,237	0,388
в том числе конвейерная лента	0,148	0,230
Смазочные и другие материалы	0,031	0,075
Всего	0,313	0,545

Таблица 51. Капиталовложения на строительство конвейерных линий, тыс. руб.

Направление капитальных затрат	На ЧТЭЦ-1	На ЮУРЭС
Приобретение конвейерных лент	1680,3	6170,0
Земляные и строительные работы	1762,0	3277,0
Приобретение и монтаж конвейеров	757,4	3944,9
Строительство дорог и другие затраты	181,2	849,2
Дополнительные капиталовложения	235,8	1496,7
Всего	4616,7	15738,7

зобетонной эстакаде, а при пересечении с автомобильными и железными дорогами — в траншеях.

Для конвейерного транспорта угля на Челябинскую ТЭЦ-1 с учетом соединительных линий необходимо установить 22 конвейера общей длиной 21 км, в том числе семь КЛ-500 и пятнадцать КЛШ-500. Для снабжения углем Южно-Уральской РЭС должно быть установлено 29 конвейеров общей длиной 57 км, в том числе девять КРУ-900, одиннадцать КЛ-500 и девять КЛШ-500. Результат расчета себестоимости конвейерного транспорта угля на электростанции приведен в табл. 50.

Разность между себестоимостью железнодорожного и конвейерного транспорта угля, сложенная с экономией от высвобождения подвижного состава, при умножении на годовое потребление угля электростанциями дает годовую экономию государственных средств от замены железнодорожного транспорта конвейерным, которая составляет по ЧТЭЦ-1 890 тыс. руб., по ЮУРЭС 3,66 млн. руб.

Капитальные затраты на сооружение конвейерных линий подсчитывались по преискурантам на оборудование и сметным расчетам институтов Гипромез, Уралгипрошахт и Центрогипрошахт. Кроме того, учтены дополнительные капиталовложения в смежные с энергетикой области промышленности по Методике ГНТК СССР (табл. 51).

Для удовлетворения непрерывно возрастающих перевозок

в каждую железнодорожную линию Советского Союза ежегодно вкладываются государственные средства. По рекомендации Института комплексных транспортных проблем АН СССР, вложения следует учитывать в размере 0,8 коп. на 1 ткм перевозок, что в нашем случае составит: по ЧТЭЦ-1 186 тыс. руб., по ЮУРЭС 930 тыс. руб. в год. Применение конвейерного транспорта угля, создавая резерв пропускной способности железнодорожных путей, освобождает от необходимости делать в них вышеуказанные капиталовложения.

Расчет показал, что за вычетом сумм на развитие железнодорожных линий капитальные затраты на строительство конвейерных линий в Челябинском бассейне окупаются по ЧТЭЦ-1 за пять лет, по ЮУРЭС за четыре года. Нормативами Госплана СССР допускаемый срок окупаемости капитальных затрат на транспортное и энергетическое строительство установлен 10 лет, следовательно, обе рассматриваемые линии являются вполне рентабельными и могут быть рекомендованы для строительства. Сооружение конвейерных линий взамен железнодорожных позволит сократить, по предварительным расчетам, соответственно, 150 и 350 рабочих, или всего 500 человек.

Аналогично вышеприведенным вычислениям произведен расчет экономической эффективности замены железнодорожного транспорта угля конвейерным в Свердловском бассейне. Перевозка 3,9 млн. т угля в год от Волчанских карьеров до Богословской ТЭЦ по железной дороге на расстояние 21 км обходится в 67,75 коп. за тонну. Кроме того, уплачиваются штрафы МПС за простой вагонов, так как время в пути занимает всего 10,1% от времени оборота вагонов 16,5 ч. При строительстве 16-километровой конвейерной линии капитальные затраты составят 3,7 млн. руб., а эксплуатационные расходы — 19,9 коп. за тонну, или сократятся в 3,4 раза. Таким образом, годовая экономия от строительства конвейерной линии исчисляется 1,9 млн. руб., и капитальные затраты окупятся всего за два года.

Технико-экономический расчет рентабельности магистрального конвейерного транспорта в Челябинском и Свердловском угольных бассейнах наглядно показывает высокую экономическую эффективность замены короткопробежных перевозок в СССР конвейерными линиями. Поэтому проектными организациями при составлении проектов массовых перевозок сыпучих грузов на небольшие расстояния (до 50—100 км) необходимо разрабатывать варианты строительства магистральных конвейерных линий вместо железных дорог. При создании новых предприятий замена конвейерами железнодорожных путей будет более эффективна, чем на уже существующих предприятиях с имеющейся сетью подъездных путей.

Утепленных галерей над конвейерной линией предусматривать не требуется, если транспортируется не мокрый материал в зимнее время. Опыт работы большинства конвейерных линий

Таблица 52. Годовые расходы, тыс. руб.

Длина конвейера, м	На ленту				На подъемник			
	$C_{л'}$	$C_{л''}$	$C_{л'''}'$	$C_{л''''}$	$C_{об'}$	$C_{об''}$	$C_{об'''}'$	$C_{об''''}$
L_k								
100	17,5	11,7	8,8	5,8	159,9	154,1	151,2	148,2
120	19,5	13,0	9,7	6,5	153,7	147,2	143,9	140,7
150	22,3	14,8	11,2	7,4	148,4	140,9	137,3	133,5
200	26,6	17,7	13,3	8,9	144,6	135,7	131,3	126,9
250	30,6	20,4	15,3	10,2	143,8	133,6	128,5	123,4
300	34,3	22,9	17,2	11,4	144,2	132,8	127,1	121,3
330	36,5	24,3	18,3	12,2	144,9	132,7	126,7	120,6
350	37,9	25,3	19,0	12,6	145,5	132,9	126,6	120,2
400	41,3	27,5	20,6	13,8	147,1	133,4	126,4	119,6
450	44,5	29,7	22,3	14,8	149,0	134,2	126,8	119,3
470	45,8	30,5	22,9	15,3	149,8	134,5	126,9	119,3
500	47,7	31,8	23,9	15,9	151,1	135,2	127,3	119,3
600	53,7	35,8	26,8	17,9	155,5	138,0	128,6	119,7
700	59,4	39,6	29,7	19,6	160,0	140,2	130,3	120,2
800	64,8	43,3	32,4	21,6	164,5	143,0	132,1	121,3

в СССР и за рубежом свидетельствует о том, что достаточно иметь полуоткрытую галерею с наветренной стороны или съемные кожухи над лентой. Такие кожухи в США изготовляют из волнистого железа, в Канаде — из эрнита, а в Финляндии — из фанеры. Для обслуживания конвейерных установок вдоль линий необходимо устраивать автомобильную или мотоциклетную дорожку с жестким покрытием.

Определение оптимальной длины конвейеров

Длина конвейеров имеет очень большое значение для экономической работы магистральной конвейерной линии. При коротких конвейерах возрастают затраты на износ лент и обслуживание приводных станций. При чрезмерно длинных конвейерах резко увеличивается стоимость конвейерных лент, особенно резино-тканевых. Поэтому для повышения рентабельности конвейерных линий желательно применять конвейеры оптимальной длины.

Критерием оптимальной длины является минимум годовых эксплуатационных затрат на конвейерную линию. Ввиду малого колебания капитальных затрат на строительство конвейерной линии при изменении длины конвейеров не имеет смысла учитывать приведенные затраты при отыскании оптимума.

Эксплуатационные затраты на конвейерную линию состоят из пяти основных частей: заработной платы с начислениями, расходов на электроэнергию, амортизационных отчислений, затрат

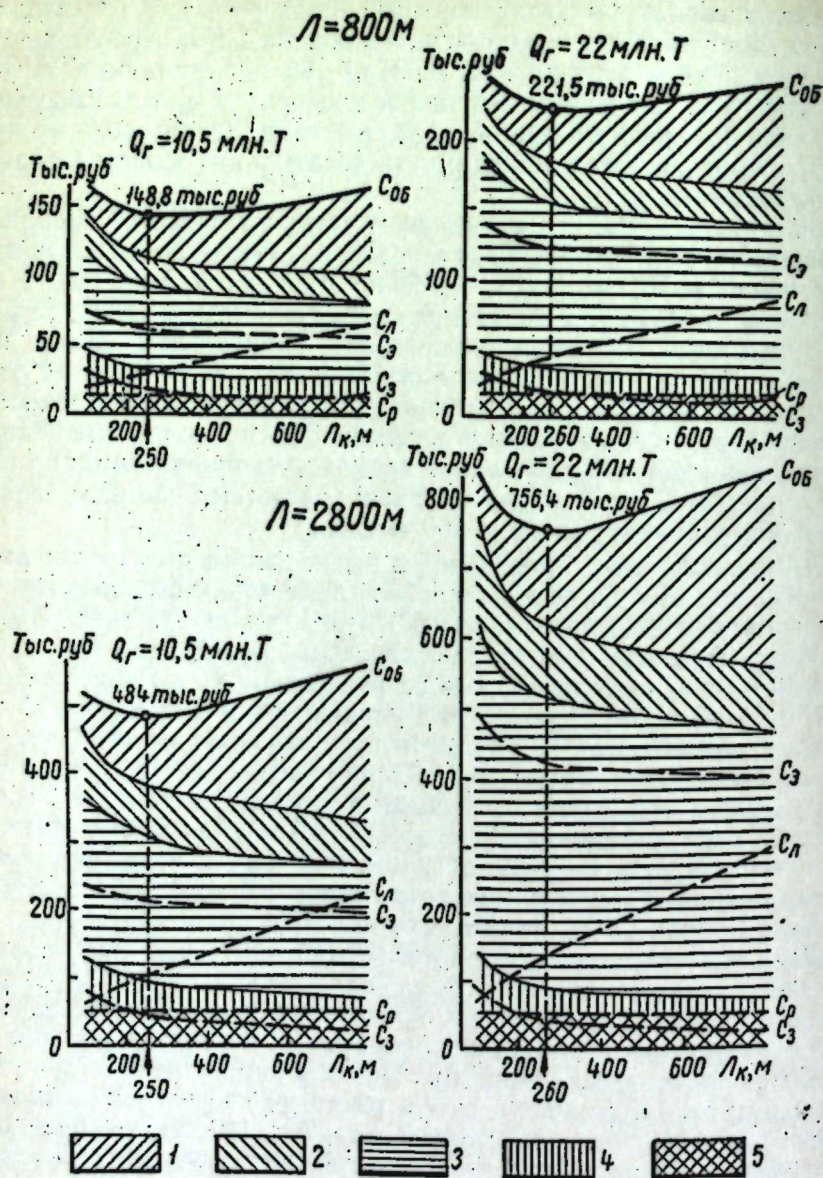


Рис. 77. Графики годовых расходов на наклонную конвейерную линию длиной 800 и 2800 м в зависимости от длины конвейеров:

$C_{с}$ — расходы на электроэнергию; $C_{л}$ — расходы на ленту; $C_{з}$ — заработная плата; $C_{р}$ — расходы на ролики.
1 — затраты на ленту; 2 — амортизационные отчисления; 3 — затраты на энергию; 4 — заработная плата; 5 — затраты на ролики.

на конвейерную ленту и затрат на ролики. Все эти затраты должны быть вычислены на всю длину конвейерной линии и выражены в математической зависимости от длины конвейеров. Затем от суммы эксплуатационных затрат берется первая производная по длине конвейера и приравнивается нулю. Из полученного выражения находится искомая оптимальная длина, если вторая производная имеет положительное значение.

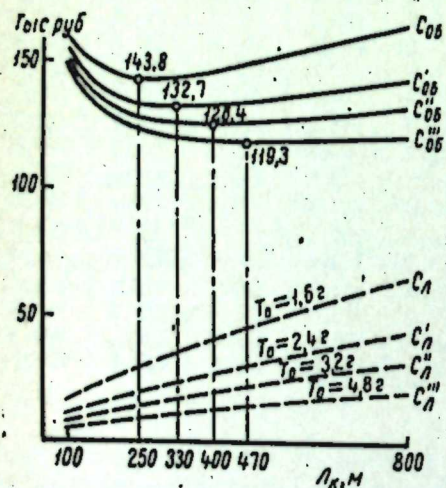


Рис. 78. Изменение расходов на конвейерную ленту $C_{л}$ и общих расходов на конвейерную линию $C_{об}$ при удлинении срока службы ленты T_0 в 1,5; 2; 3 раза.

изменения. Следовательно, оптимальная длина конвейеров не зависит от длины линий, что весьма удобно при установке конвейерных магистралей на открытых горных работах. Изменение производительности конвейерных линий вызывает почти пропорциональное увеличение годовых затрат и дает некоторое смещение оптимума (оптимальная длина конвейера возросла от 250 до 260 м). Большая доля затрат на электроэнергию объясняется тем, что рассмотрена наклонная конвейерная линия.

Расходы на конвейерную ленту, как показывают кривые на рис. 77, являются решающими при определении оптимальной длины конвейеров, поскольку все другие расходы убывают с ростом длины конвейера или остаются неизменными и только расходы на ленту интенсивно возрастают. Срок службы ленты, естественно, находится в обратной зависимости от расходов на ленту, следовательно, чем выше срок службы ленты, тем ниже расходы на конвейерную ленту и тем больше оптимальная длина конвейера.

В расчетной формуле, по которой построены кривые рис. 77, срок службы ленты принят по выражению $(21/3)$ и равняется

На рис. 77 показано изменение годовых расходов на наклонную конвейерную линию длиной 800 и 2800 м при производительности линий 10,5 и 22 млн. т в год в зависимости от длины конвейеров. Сплошными линиями показаны кумулятивные кривые, пунктирными — индивидуальные кривые каждой статьи затрат. Кривая амортизационных отчислений не приведена, потому что она совпала с пунктирной линией заработной платы.

Из рисунка видно, что все затраты резко меняются с изменением длины конвейерной линии, но минимум общих затрат остается без

1,6 года. Для выявления степени влияния срока службы ленты на оптимальную длину конвейера увеличим принятый срок службы в 1,5; 2, 3 и 4 раза, т. е. сократим во столько же раз расчетные расходы на ленту. Результаты этих расчетов сведены в таблицу (табл. 52), по которой построен график (рис. 78).

Увеличение срока службы ленты в 1,5 раза (от 1,6 года до 2,4 года) снизило общие затраты на конвейерную линию на 8% и повысило оптимальную длину конвейеров с 250 до 330 м, или на 32%. Увеличение срока службы ленты в 2 раза снизило общие затраты на конвейерную линию на 12% и повысило оптимальную длину конвейера до 400 м, или на 31%. Следовательно, срок службы имеет очень большое влияние на все показатели конвейерного транспорта.

Вторым важным параметром, влияющим на экономичность магистрального конвейерного транспорта, является стоимость конвейерных лент, определяемая при резино-тканевых лентах стоимостью 1 м² прокладки. До 1967 г. стоимость синтетических прокладок в конвейерных лентах при опытном производстве составляла 10 руб./м², однако по мере освоения серийного изготовления синтетических конвейерных лент в СССР их стоимость должна значительно снизиться. Снижение стоимости 1 м² синтетической прокладки в 1,5 раза, так же как и повышение срока службы ленты в 1,5 раза, снизит стоимость конвейерного транспорта на 8% и повысит оптимальную длину конвейеров на 32% (см. рис. 78).

Приведенные расчеты показывают, что для дальнейшего широкого внедрения в СССР, как и в зарубежных странах, магистральных конвейерных линий необходимо, во-первых, увеличить срок службы ленты путем повышения их качества и обязательного улучшения условий их эксплуатации, во-вторых, снижать стоимость высокопрочных (синтетических и резино-тросовых) лент путем совершенствования технологии их изготовления на заводах РТИ.

Технико-экономические показатели конвейерного транспорта

В справочниках по открытым горным работам указывается, что применение конвейерного транспорта повышает производительность экскаватора на 35—40% по сравнению с работой при железнодорожном транспорте благодаря непрерывности процесса.

На каракубских карьерах флюсового известняка в 1964 г. проведено сопоставление работы вскрышных экскаваторов при трех видах транспорта: железнодорожном, автомобильном и конвейерном. Результаты этого сопоставления, приведенные в табл. 53, показывают, что при почти одинаковой часовой про-

Таблица 53. Среднемесячные показатели работы экскаваторов при различных видах карьерного транспорта

Показатель	Железнодорожный	Автомобильный	Конвейерный
Объем горной массы, тыс. м ³	395,6	329,0	75,0
Количество рабочих смен	484	393	63
Количество рабочих часов	2056	2240	410
Часовая производительность, м ³	192,0	135,2	196,0
Сменная производительность, м ³	818	819	1200
Месячная производительность, тыс. м ³	50,1	53,1	75,0

изводительности экскаваторов сменная и месячная их производительность при конвейерном транспорте в полтора раза выше, чем при железнодорожном или автомобильном.

Вес и стоимость отечественных ленточных конвейеров

Конвейер КЛЗ-500ПМ (Артемовского машзавода). Вес конвейера длиной 400 м без ленты 28,8 т, средний вес 1 пог. м конвейера 72 кг. Стоимость конвейера длиной 400 м без ленты 11,6 тыс. руб., средняя стоимость 1 т веса конвейера без ленты 403 руб.

Конвейер КЛШ-500М (Артемовского машзавода). Вес конвейера длиной 200 м без ленты 15,3 т, средний вес 1 пог. м конвейера 76,5 кг. Стоимость конвейера длиной 200 м без ленты 7,8 тыс. руб., средняя стоимость 1 т веса конвейера без ленты 510 руб. Ленты для этих конвейеров производятся всеми заводами РТИ по следующей цене за 1 м² прокладки (руб.):

Количество прокладок	Лента тип 2 из бельтинга Б-820	Лента тип 2р из бельтинга ОПБ-5
3	3,65	4,65
4	3,25	4,45
5	3,00	4,30
6	2,85	4,15
7	2,70	4,00
8	2,60	3,90
Более 8	2,50	3,80

При необходимости изготавливать морозостойкие ленты их стоимость увеличивается на 20 коп. за 1 м² прокладки.

Толщина рабочих резиновых обкладок конвейерных лент типа 2 по ГОСТУ 3 мм, конвейерных лент типа 2р — 4 мм. Заказчику предоставляется право в случае необходимости требовать от заводов РТИ утолщения рабочих обкладок до 10 мм, при этом цена 1 м² прокладок увеличивается на 18 коп. за каждый миллиметр утолщения.

Конвейер КРУ-350 (Александровского завода). Вес конвейера длиной 1000 м без ленты 210 т, средний вес 1 пог. м конвейера 210 кг. Стоимость конвейера длиной 1000 м без ленты 72 тыс. руб.,

средняя стоимость 1 т веса конвейера 343 руб. Вес резино-тросовой ленты для КРУ-350 40 кг/пог. м. Стоимость 1 пог. м. ленты Курского завода 50 руб.

Конвейер КРУ-900¹ (Александровского завода). Вес конвейера длиной 1000 м без ленты составляет 315 т, средний вес 1 пог. м конвейера 315 кг. Стоимость конвейера длиной 1000 м без ленты 160 тыс. руб., средняя стоимость 1 т веса конвейера 508 руб. Вес резино-тросовой ленты для КРУ-900 50 кг/пог. м. Стоимость 1 пог. м ленты Курского завода около 60 руб.

Конвейер КЛК-4 (Александровского завода). Вес конвейера длиной 1000 м без ленты составляет 153 т, средний вес 1 пог. м конвейера 153 кг. Стоимость конвейера длиной 1000 м без ленты примерно 140 тыс. руб. Вес армированной рессорами конвейерной ленты КЛК-4 при ширине 900 мм — 36 кг/пог. м. Стоимость ленты КЛК-4 Свердловского завода РТИ 24 руб. 52 коп. за 1 м² прокладки.

Конвейеры КЛМ, КЛЗ и КЛО (Донецкого завода). По весу и стоимости эти конвейеры мало отличаются друг от друга, из-за большой длины и идентичности конструкции. Приближенный вес этих конвейеров может быть определен умножением их длины на средний вес 1 пог. м:

Длина конвейера, м	250	400	500	800
Средний вес 1 пог. м, кг	440	350	330	275

Стоимость 1 т веса конвейеров КЛК, КЛЗ и КЛО, по данным завода, составляет: при длине до 400 м — примерно 700 руб., при длине более 400 м — в среднем 900 руб. Общую стоимость конвейеров можно получить умножением их веса на соответствующую стоимость 1 т.

Конвейерная лента из синтетических тканей разрывной прочностью по основе 300 кг на 1 см ширины одного слоя изготавливается всеми заводами РТИ по цене за 1 м² прокладки (руб.):

Количество прокладок	Лента типа 2 из ткани ТК-300	Лента типа 1 из ткани ТК-300
4	6,70	—
5	6,20	—
6	5,75	7,15
7	5,55	6,80
8	5,40	6,55
Более 8	5,35	6,55

Вес и стоимость вспомогательного конвейерного оборудования Донецкого машиностроительного завода:

¹ С 1968 г. эти конвейеры выпускаются Александровским заводом под индексом 2ЛУ-120 без аппаратуры централизованной смазки.

	Вес, т	Стоимость, тыс. руб.
Бункер самоходный БС-120	20,0	30,0
Тележка погрузочная ТПС-120	89,0	80,0
Подборщик просыпей П-015 (навесное оборудование к трактору)	—	6,5
Турнодозер Т-10 на гусеничном тракторе Т-180 (навесное оборудование)	23,0	30,0

Конвейеры Сызранского завода. Завод производит конвейеры с лентой шириной 1600 и 2000 мм по индивидуальным заказам потребителей, но с использованием разработанных на заводе всех типовых конструктивных узлов.

Вес 1 пог. м конвейеров с лентой шириной 1600 мм и однобарабанным приводом, по показателям 27 изготовленных в 1966 г. конвейеров, колеблется от 350 кг при длине конвейера 440 м до 690 кг при длине 135 м. Вес 1 пог. м конвейера с лентой шириной 2000 мм и двухбарабанным приводом, по показателям 4 изготовленных в 1966 г. конвейеров, колеблется от 700 кг при длине конвейера 200 м и до 800 кг при длине около 100 м.

Стоимость конвейеров для предварительных расчетов можно определить умножением общего веса на стоимость 1 т, которая, по данным завода, колеблется в небольших пределах: от 800 до 1100 руб. в зависимости от длины конвейера и сложности его конструкции.

Конвейерная лента типа 1 из особопрочного бельтинга ОПБ-5 разрывной прочностью 115 кг на 1 см ширины одного слоя изготавливается только Свердловским заводом РТИ по следующей цене за 1 м² прокладки (руб.):

4 прокладки	9,60	7 прокладок	5,55
5 прокладок	8,85	8 прокладок	5,40
6 прокладок	8,40	Более 8 прокладок	5,35

Толщина рабочих обкладок лент типа 1 по ГОСТу 6 мм. При необходимости изготавливать ленты с более толстой обкладкой стоимость прокладок увеличивается на 18 коп. за 1 мм утолщения. Удорожание морозостойких лент — 20 коп. за 1 м² прокладки. Стоимость изготовления конвейерных лент других типов из бельтинга Б-820 и из синтетических тканей приводилась ранее.

Конвейеры Ново-Краматорского завода. Вес забойного конвейера длиной 800 м с погрузочным бункером и лентой 610 т, средний вес 1 пог. м этого конвейера без бункера и ленты, но со шпалами — около 600 кг.

Вес отвального конвейера длиной 700 м с разгрузочной тележкой и лентой 653 т, средний вес 1 пог. м этого конвейера без разгрузочной тележки и ленты, но со шпалами — около 700 кг. Вес торцового конвейера длиной 910 м составляет 940 т с учетом рельсового хода для продольного передвижения, средний вес 1 пог. м этого конвейера на рельсовом ходу — около 1000 кг.

Стоимость забойного конвейера длиной 800 м с погрузочным бункером и лентой 680 тыс. руб., в том числе электрооборудование 43 и лента 120 тыс. руб.

Стоимость отвального конвейера длиной 700 м с разгрузочной тележкой и лентой 717 тыс. руб., в том числе электрооборудование 44 и лента 107 тыс. руб.

Стоимость торцового конвейера длиной 910 м на рельсовом ходу с учетом шпальной решетки составляет 1027 тыс. руб., в том числе электрооборудование 53 и лента 133 тыс. руб.

Для сравнения приведем вес конвейеров с лентой шириной 1600 мм и производительностью около 5000 м³/ч, применяемых на угольном карьере Мюхельн в ГДР:

	Стационарный конвейер	Мостовой конвейер	Забойные конвейеры завода Кёттен	Фрейлих-Клюпфель
Длина конвейера, м	188	138	550	500
Вес конвейера, т	128,6	172,8	495,3	252,1
металлоконструкции	45,3	99,7	166,9	101,1
приводной механизм	60,8	52,5	259,9	93,5
лента	10,0	7,4	38,3	32,0
электрооборудование	12,5	13,7	30,2	25,5
Общий вес 1 пог. м, кг	684	1252	901	504
То же без ленты и электрооборудования, кг	564	1102	775	389

Капитальные затраты на строительство конвейерных линий

На Балаклавском карьере флюсового известняка в 1960 г. взамен автомобильной откатки (4,5 км) была построена конвейерная линия из девяти конвейеров ЛКУ-250 и РТ-65 общей длиной 1,1 км. Часовая производительность линии — 500 т известняка, дробленного на карьере до 150 мм. Конвейеры установлены без планировочных работ под открытым небом. Стоимость сооружения 300 тыс. руб.

На Ахан-Гаранском цементном заводе конвейерная линия длиной 6,5 км из четырех КРУ-350 обошлась в 3220 тыс. руб., в том числе строительные работы и металлоконструкции стоят 1650, механическое оборудование и резино-тросовая лента 1570. Конвейерная линия производительностью 350 т/ч покрыта навесом из асбоцементных плит. Приводные станции помещены в кирпичные здания. Средняя стоимость 1 км линии 495 тыс. руб. Объем планировочных работ на 1 км линии в среднем 20 тыс. м³.

На Алтын-Топканском свинцово-цинковом руднике построена конвейерная линия длиной 6,9 км в сложных высокогорных условиях. Почти 4 км линии проложено в специально пройденных подземных выработках. Линия производительностью 500 т/ч состоит из двух канатно-ленточных конвейеров, установленных в

открытой части без навесов, и двух вспомогательных (разгонных) конвейеров.

Фактические затраты на строительство этой конвейерной линии (тыс. руб.):

Приобретение конвейеров КЛК-3 и КЛК-4	2022
Приобретение вспомогательного оборудования и монтажные работы	280
Горные и строительные работы (штольня, туннели, мосты, автодороги)	3146
Всего	5448

Таким образом, стоимость электромеханического оборудования на 1 км конвейерной линии составила 334 тыс. руб., а общая стоимость сооружения линии на 1 км длины составляет 789 тыс. руб.

На Коркинском угольном карьере в 1963 г. построены два магистральных подъемных конвейера КРУ-900 производительностью 900 т/ч длиной 1150 и 850 м. Для этих конвейеров пройдены два парных наклонных ствола с бетонным креплением, сечение грузовых стволов принято 11,9 м² в свету. Балансовая стоимость этих конвейерных подъемников (тыс. руб.):

Электромеханическое оборудование	762,4
Здания приводных станций	366,4
Горные выработки (4 ствола со сбоями и камерами для бункеров и ожидания)	3605,6
Всего	4734,4

Из приведенных данных видно, что электромеханическое оборудование со зданиями обошлось в 564,4 тыс. руб. на 1 км линии, а полная стоимость 1 км подземного конвейерного подъемника с параллельным грузо-людским стволом составила 2367,2 тыс. руб.

Институт Кривбасспроект на Ингулецком ГОКе предусмотрел строительство конвейерной линии длиной 1,5 км для подъема руды из карьера и доставки ее на фабрику. Капитальные затраты на эту линию определены в сумме 819 тыс. руб., следовательно, средняя стоимость сооружения 1 км линии — 546 тыс. руб.

Институт Уралгипрошахт разработал проект строительства конвейерного подъемника часовой производительностью 700 т угля на Волчанском карьере № 3/5. В борту карьера проходится один наклонный ствол длиной 1145 м сечением в свету 11,3 м², в котором монтируется ленточный конвейер КРУ-900 (2ЛК-120) длиной 1200 м. На дне карьера над подъемником устраивается подземный накопительный бункер емкостью 300 т угля. Стоимость всех работ определена в сумме 1180,9 тыс. руб., или на 1 км 984 тыс. руб., в том числе проходка ствола 500, оборудование подъемника 363, устройство бункера 65,7 и прочие работы 56,3 тыс. руб.

Институт Уралгипроруда спроектировал для Тургойского известнякового карьера конвейерную линию длиной 2,3 км в составе наклонного конвейера КРУ-1900 (2ЛК-120), двух забойных конвейеров КЛШ-500М и двух горизонтальных конвейеров КЛЗ-500ПМ. Сметная стоимость конвейерной линии с неотапливаемыми галереями и выемкой в земле объемом 15 тыс. м³ составила 1,5 млн. руб., таким образом, капиталовложения на 1 км конвейерной линии часовой производительностью 500 т известняка определились в 652 тыс. руб.

Разными организациями произведен расчет экономической эффективности строительства трех конвейерных линий для доставки угля от шахт и карьеров до крупных электростанций на Урале взамен железнодорожного транспорта. Получены следующие показатели:

	ЧТЭЦ-1	Красноуральская ТЭЦ	ЮУРЭС
Длина конвейерных линий, км	21	16	57
Годовая производительность, млн. т	2,5	3,9	56
Объем капитальных затрат, млн. руб.	4,6	3,7	15,7
Стоимость 1 км линии, тыс. руб.	220	231	277

Расшифровка капитальных затрат по линиям ЧТЭЦ-1 и ЮУРЭС дана в табл. 51. Небольшая стоимость км конвейер-

ных линий объясняется спокойным рельефом местности и отсутствием крупных земляных работ для установки ленточных конвейеров. В аналогичных условиях прокладка электрифицированной железной дороги с рельсами тяжелого типа обходится не дороже 100—150 тыс. руб. за 1 км.

Ниже приводится сводная таблица (табл. 54), наглядно показывающая, что стоимость 1 км конвейерных линий без проходки подземных выработок 300—600 тыс. руб. При установке конвейеров на ровной поверхности стоимость 1 км снижается до 240 тыс. руб.

Таблица 54. Сводная таблица стоимости 1 км конвейерных линий, тыс. руб.

Карьер	Длина линии, км	Без проходки подземных выработок	С проходкой подземных выработок
Балаклавский	1,1	300	—
Ахан-Гаранский	6,5	495	—
Алтын-Топканский	6,9	334	798
Коркинский	2,0	564	2367
Ингулецкий (проект)	1,5	546	—
Волчанский (проект)	1,2	419	984
Тургойский (проект)	2,3	625	—
В среднем по трем линиям доставки угля (ТЭД)	31	243	—

Стоимость тонно-километра конвейерного транспорта

Величина стоимости 1 ткм конвейерного транспорта зависит от большого количества факторов, к числу которых относятся: фактическая производительность конвейерной линии, угол накло-

на конвейеров, совершенство конструкции установки, качество конвейерных лент и т. д., — вследствие чего стоимость колеблется в довольно широких пределах. Несмотря на это, ею часто пользуются при сравнении вариантов карьерного транспорта, оценке экономичности конвейерных установок.

Первое определение фактической стоимости конвейерного транспорта на карьерах СССР произведено в 1962 г. Свердловским Институтом горного дела. Путем выборки фактических затрат по отчетным данным было установлено, что стоимость 1 ткм конвейерного подъема угля на уральских карьерах колеблется от 7,6 до 10 коп., причем на всех предприятиях наблюдается непрерывное снижение стоимости в среднем по 7% в год. По элементам затрат себестоимость 1 ткм распределяется следующим образом: зарплата с начислениями 38—41%, материалы (включая конвейерную ленту) 20—21%, электроэнергия 18—24%, амортизационные отчисления 14—16% и прочие денежные расходы 4—6%.

Фактическая стоимость тонно-километра конвейерного транспорта вскрышных пород от роторного экскаватора производительностью 500 м³/ч до отвала на карьерах по добыче огнеупорных глин Часов-Ярского рудоуправления в 1962 г. составляла 6 коп. Вскрышная порода представляет собой суглинков, расстояние транспортировки до 2 км, работы ведутся сезонно — 8—9 месяцев в году. Конвейеры местного изготовления с лентой шириной 1000 мм. Длина конвейеров 40—250 м.

На конвейерной линии длиной 1,8 км, построенной для транспортирования на отвал отходов с обогатительной фабрики Комсомольского рудоуправления, стоимость доставки 1 т в 1964 г. составляла 5,35 коп. Если поделить эту цифру на 1,8 км, то стоимость 1 ткм с учетом отвалообразования составит 2,98 коп. Фактическая производительность конвейерной линии — 200—250 м³ сухого известнякового песка в час.

На вскрышных работах в этом же рудоуправлении конвейерный транспорт суглинка на расстоянии 1,2 км от забоя до отвала обходится 7,5—8,0 коп. за тонно-километр. Распределение затрат по элементам следующее: заработная плата (основная и дополнительная) с начислениями 21—28%, амортизация 21—28%, содержание основных средств 18—30% (в том числе износ ленты 13—16%), текущий ремонт 10—23%, электроэнергия 8—9%. Относительно небольшой расход электроэнергии, по сравнению с угольными карьерами, объясняется тем, что доставка вскрыши производится почти по горизонтали.

Стоимость тонно-километра конвейерного транспорта крупнодробленого известняка сверху вниз на Балаклавском карьере определена в 1962 г. плановым отделом рудоуправления в размере 6 коп., из них 2 коп., или 33%, составляли затраты на конвейерную ленту. После установки на карьере дробилки среднего дробления, когда средний размер кусков известняка составил

80 мм, а максимальный не превышал 150 мм, затраты на конвейерную ленту снизились в два раза, но затраты на амортизацию линии несколько возросли, в результате чего стоимость тонно-километра снизилась до 5,3 коп.

На Ахан-Гаранском цементном заводе стоимость магистрального конвейерного транспорта среднедробленого (до 80 мм) известняка за 1965 г. при годовом объеме перевозок 1,4 млн. т установлена в размере 24 коп. на всю линию длиной 6,5 км, или 3,7 коп. за тонно-километр без учета замены ленты. При этом заработная плата с начислениями составляет 11,5%, электроэнергия 12%, текущий ремонт и смазочные материалы 5,4%, амортизация 65,8% и цеховые расходы 5,3%.

Плановым отделом цементного завода сделан расчет: с учетом предстоящей замены конвейерных лент стоимость 1 ткм должна быть увеличена до 5,1 коп., а при ожидаемом в ближайшее время увеличении перевозок до 1,7 млн. т в год стоимость 1 ткм в обоих случаях снизится на 0,5 коп.

Согласно имеющейся калькуляции за 1965 г., стоимость крупного и среднего дробления известняка на карьерной установке составляет 12 коп./т, а стоимость буровзрывных работ в Ахан-Гаранском карьере 14 коп./т.

На Алтын-Топканском карьере в одной цепочке работают 3,5-километровая узкоколейная электровозная линия и 6,9-километровая конвейерная линия КЛК. Цеховая себестоимость перевозок 1 т руды по этой цепочке за I полугодие 1967 г. характеризуется следующей калькуляцией:

	Конвейерная линия		Электровозная откатка	
	коп.	%	коп.	%
Зарплата (основная, дополнительная и начисления)	8,4	13,3	13,5	28,6
Материалы	3,9	6,1	3,0	6,3
Электричество	4,5	7,1	2,4	5,1
Амортизация	20,6	32,4	13,5	28,6
Цеховые расходы	26,1	41,1	14,8	31,4
В том числе:				
содержание цехового персонала	3,6	5,7	3,3	7,0
расходы по охране труда	3,3	5,2	3,9	8,3
содержание основных средств	4,1	6,5	0,8	1,7
текущий ремонт основных средств	10,2	16,0	6,7	14,2
содержание вспомогательного транспорта	3,3	5,2	0,1	0,2
экспериментальные работы	1,4	2,2	—	—
прочие расходы	0,2	0,3	—	—
Всего	63,5	100	47,2	100
Стоимость 1 ткм	9,2		13,5	

Из приведенных данных видно, что стоимость 1 ткм конвейерного транспорта на Алтын-Топканском карьере очень высока, хотя конвейеры установлены с наклоном вниз. Это объясняется

несовершенством первых отечественных канатно-ленточных конвейеров, здесь примененных. Но и при этих условиях конвейерный транспорт по стоимости 1 т·км оказался на 47% дешевле электровозной откатки.

Таблица 55. Сводная таблица стоимости 1 т·км конвейерного транспорта на отечественных карьерах

Карьер	Производительность конвейеров, т/ч	Угол наклона, град	Стоимость 1 т·км, коп.
Уральские угольные	500	6—17	7,6—10,0
Часов-Ярские	250	0—6	6,0
Каракубские (Комсомольское РУ):			
а) отходы фабрики	200	0—6	3,0
б) вскрышные породы	400	2—10	7,5—8,0
Балаклавский	500	Под уклон	5,3
Ахан-Гаранский	300	0—2	3,7
Алтын-Топканский	400	Под уклон	9,2

Из сводной таблицы (табл. 55), приведенной выше, видно, что фактическая стоимость 1 т·км конвейерного транспорта в СССР колеблется в широких пределах: от 3 до 10 коп., но чаще все же встречается 5—8 коп.

Теперь обратимся к проектным показателям. Институт Кривбасспроект для карьера Ингулецкого ГОКа определил следующую проектную стоимость 1 т·км конвейерного транспорта железной руды (коп.):

подъемными конвейерами по борту карьера . . . 2,4
горизонтальными конвейерами по поверхности . . . 1,5

Институт Унипромедь при проектировании карьера Гайского ГОКа рассчитал стоимость подъема медной руды ленточными конвейерами, помещенными в неотапливаемые галереи, в сумме 2,6 коп. за тонно-километр.

Результаты наших расчетов, приведенные на рис. 77, показывают, что при оптимальной длине конвейеров стоимость тонно-километра конвейерного транспорта руды в карьерах колеблется от 1,23 коп. (производительность 22 млн. т в год, расстояние доставки 2800 м) до 1,71 коп. (производительность 10,5 млн. т в год, расстояние доставки 800 м).

Согласно расчетам Уральского филиала АН СССР, стоимость 1 т·км магистрального конвейерного транспорта угля на большие расстояния по ровной земной поверхности составляет: при грузопотоке 5,6 млн. т в год и расстоянии 57 км 0,96 коп., при грузопотоке 2,5 млн. т в год и расстоянии 21 км 1,49 коп.

Вскрышные породы на буроугольном карьере Мюхельн в ГДР транспортируются по железной дороге (колея 900 мм) и ленточными конвейерами с лентой шириной 1600 мм. При пол-

ной загрузке средние показатели этих двух видов карьерного транспорта составляют:

	Электровозная откатка	Конвейерный транспорт
Расстояние, км	2,2	3,08
Стоимость транспорта 1 м ³ пфенигов	39	19
Стоимость 1 т·км, пфенигов	8,8	3,1
Производительность рабочих, м ³ /чел·ч	21,0	68,6
Расход электроэнергии на 1 т·км, кВт·ч	0,188	0,121

Приведенные данные показывают, что конвейерный транспорт обеспечивает в 2,8 раза меньшую стоимость 1 т·км, в 3,1 большую производительность труда транспортных рабочих и на 35,6% меньший расход электроэнергии по сравнению с электровозной откаткой.

Многолетними наблюдениями за работой конвейеров в карьере Мюхельн установлено, что стоимость единицы работы конвейерного транспорта находится в обратной зависимости от загрузки конвейера, т. е. его часовой производительности. Эта зависимость по фактическим данным изображена нами на рис. 79, откуда видно, что при объемном весе пород 2 т/м³ стоимость 1 м³·км конвейерного транспорта колеблется в широких пределах — от 11 до 53 пфеннигов.

На карьере Вельцов-Зюд в ГДР средняя стоимость 1 м³·км конвейерного транспорта угля составляет 7,8 пфеннига, а вскрышных пород 14,2 пфеннига.

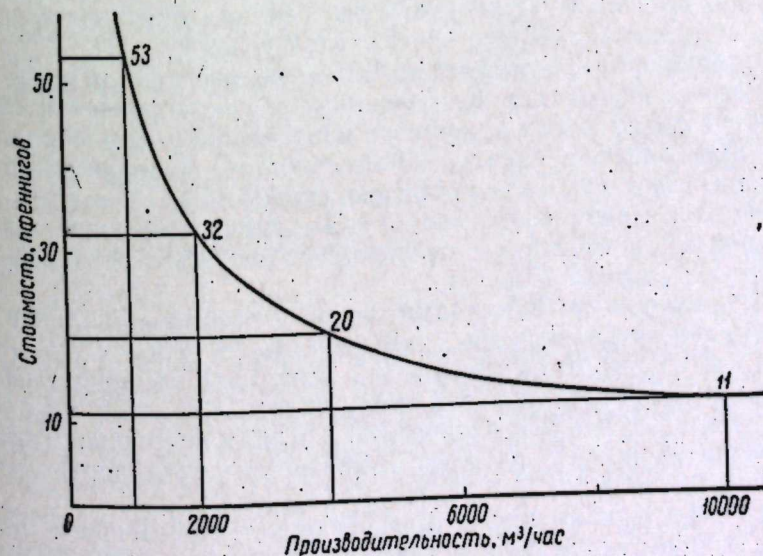


Рис. 79. Фактическая стоимость транспортирования 1 м³ вскрыши на 1 км в зависимости от часовой производительности карьера Мюхельн.

На угольном карьере Лойбвейер в ФРГ средняя стоимость 1 м³·км конвейерного транспорта попеременно на одних конвейерах угля и вскрышных пород составляет 10 пфеннигов.

На четырехкилометровой конвейерной линии при транспортировании 10 млн. т в год сыльвинита с рудника Епарза в Испании себестоимость 1 ткм конвейерного транспорта составляет 0,05 франка в том числе: амортизация, включая ленту, — 0,027; оплата электроэнергии — 0,012; содержание обслуживающего персонала 0,011.

Трудоемкость конвейерного транспорта

Конвейерные линии на угольных карьерах Урала на 80% оборудованы приборами дистанционного и автоматического управления, однако небольшая длина применяемых здесь ленточных конвейеров требует для их содержания значительного обслуживающего персонала. Например, на трех карьерах треста Вахрушевуголь, где работает 330 конвейеров общей протяженностью 26,3 км, обслуживающий штат составляет 384 человека, в том числе 149 электрослесарей, 115 расштыбовщиков, 68 машинистов и 52 переносчика конвейеров. Таким образом, при непрерывной рабочей неделе и трехсменной работе на 1 км конвейерной линии приходится 14,6 единиц штата в сутки, или в среднем 4,8 в смену.

Трудоемкость конвейерного транспорта на уральских угольных карьерах колеблется от 10 до 26 человеко-смен на 1000 т суточной выемки и перевозки угля. Годовая производительность труда списочного рабочего 12—32 тыс. т угля.

Конвейерную линию длиной 1,8 км по доставке отходов обогатительной фабрики в Комсомольском рудоуправлении обслуживают в смену пять машинистов конвейеров и один электрослесарь. Кроме того, в дневную смену работает дополнительно три ремонтных слесаря. Таким образом, среднесменный штат на 1 км конвейерной линии составляет 3,9. Годовая производительность трудящегося конвейерного транспорта (вместе с отвалообразованием) составляет 48 тыс. т.

Обслуживанием 6,5-километровой конвейерной линии на Ахан-Гаранском цементном заводе заняты 26 человек, в том числе 15 мотористов, 8 смазчиков и 3 дежурных слесаря; следовательно, на 1 км конвейеров в смену занято в среднем 1,3 единицы штата. При годовой перевозке 1,4 млн. т известняка годовая производительность 1 рабочего конвейерного транспорта составляет почти 54 тыс. т.

При определении штата магистральных конвейерных линий в СССР пользуются рекомендацией института ВНИИПТМаш предусматривать 1 человека в смену на 1 км. За рубежом существует правило предусматривать 1 человека в смену на 4-милли

метры конвейерной линии, т. е. на 1,6 км, при наличии аппаратов дистанционного и автоматического управления конвейерами.

Надежность работы конвейерных линий

На угольных карьерах Урала благодаря многолетнему опыту работы конвейерных линий и полной оснастке их приборами дистанционного и автоматического управления, несмотря на применение ленточных конвейеров устаревших типов, достигли довольно высокой надежности их работы. Например, на карьерах треста Вахрушевуголь простои экскаваторов из-за неисправности ленточных конвейеров не превышают 10% календарного времени.

На Балаклавском карьере при транспортировании известняка крупностью до 500 мм надежность работы конвейерной линии была невысока, что и заставило устанавливать в карьере, помимо щековой дробилки первичного дробления, еще конусную дробилку вторичного дробления. После уменьшения крупности транспортируемого материала до 125—150 мм надежность работы конвейерной линии резко возросла. Несмотря на малую длину ставов и примитивность конструкции применяемых конвейеров, в течение 1966 г. конвейерная линия не имела ни одного простоя из-за порыва лент, схода лент на сторону, ремонта или регулирования конвейеров или простоев из-за погоды.

Использование конвейеров по времени за 1966 г. на Балаклавской конвейерной линии характеризуется следующими цифрами (ч):

Календарное время	8760	(100%)
Время работы линии	6210	(71%)
Время простоев всего	45,4	(5,2%)
В том числе:		
отключение энергии	13,5	(30% от всех простоев)
из-за экскаватора	13,2	(2,9% то же)
забивка течек	1,1	(2% »)
подклипывание ленты	0,5	(1% »)
из-за неисправности системы управления	4,8	(11% »)
отказ тормозной системы	4,3	(9% »)
пробуксовка приводов	8,0	(18% »)

На Каракубском карьере учет простоев конвейеров ведется только на конвейерной линии, обслуживающей вскрышную экскаватор, так как конвейерная линия на удалении отходов с обогатительной фабрики вообще простоев не имеет. Простои вскрышной конвейерной линии длиной 1,2 км за 1963 и 1964 гг. характеризуются следующими цифрами (ч):

	1963 г.	1964 г.
Регулирование и ремонт конвейеров	785	468
Перенос бункера	407	168

Эти данные показывают, что общие простои за 1964 г. — второй год эксплуатации линии — не превышают 8% календарного времени года.

На Алтын-Топканском карьере конвейерная линия, оснащенная канатно-ленточными конвейерами № 3 и 4 (заводские номера), имеет весьма много простоев — до 60% рабочего времени. Эти простои вызваны неполадками с конвейерами и быстрым износом тяговых канатов, которые через шесть месяцев работы пришли в полную негодность. После износа первых тяговых канатов проектного диаметра 32 мм на обоих конвейерах были поставлены канаты диаметром 42 мм, которые работают с меньшими простоями уже год.

Сопоставление работы Ахан-Гаранской и Алтын-Топканской конвейерных линий примерно одинаковой длины и производительности показывает значительно более надежную работу конвейеров КРУ-350 с резино-тросовой лентой, нежели канатно-ленточных конвейеров. Это объясняется, во-первых, малым опытом машиностроительных заводов в изготовлении канатно-ленточных конвейеров и, во-вторых, низким качеством несущих канатов.

На карьерах Дмитровского завода мостовых железобетонных конструкций в Московской области конвейерный транспорт применяется с 1937 г. для доставки гравийно-песчаной массы на сортировочные установки. Ежегодно на двух карьерах («Табор» и «Борисова Гора») добывается до 1,5 млн. м³ плотной горной массы, причем валуны размером более 250 мм отсеиваются в забое на колосниковых решетках.

По данным Дмитровского завода, остановки в работе экскаваторов, связанные с работой двух конвейерных линий по 1,1 км, составляют 24% общего времени простоев. В летнее время простои уменьшаются и составляют около 10%. Коэффициент использования экскаваторного парка на карьерах завода составляет 0,7.

Распределение простоев конвейерного транспорта на карьерах Дмитровского завода, %:

Ремонт конвейерных линий	61,7
Очистка забойного бункера-питателя	17,9
Зависание грунта в бункере-питателе	13,1
Удлинение конвейерных линий	5,0
Пробуксовка конвейерных лент	2,3

В зарубежной литературе не приводится сведений, характеризующих надежность работы конвейерных линий, однако многие авторы отмечают в числе основных достоинств магистрального конвейерного транспорта независимость работы конвейеров от состояния погоды и температуры воздуха, а также максимальную безопасность конвейеров по сравнению с другими видами транспорта.

Автоматизация карьерного конвейерного транспорта

Общая тенденция развития схем конвейерного транспорта на карьерах сводится к следующему: а) удлинение фронта работ (1500 м и более); б) погрузка на одну забойную конвейерную линию в нескольких точках; в) значительное увеличение производительности конвейеров в связи с ростом производительности экскаваторов; г) удлинение расстояний транспортирования, транспортирование от мест добычи к месту потребления; д) усложнение схем с точки зрения их разветвленности и применения новых машин (отвалообразователей, перегружателей) и необходимости увязки работы конвейерного комплекса с добычными и вскрышными машинами, погрузочным и обогатительным оборудованием.

Усложнение технологических схем ведет к усложнению и схем управления ими.

Рассмотрение многих решений позволяет сформулировать следующие основные технические требования к автоматизированным конвейерным линиям:

1) конвейеры, переводимые на дистанционное автоматизированное управление, должны быть модернизированы для обеспечения их работы без постоянного обслуживающего персонала (устройства для очистки ленты, самоцентрирование ленты, надежность работы перегрузочных устройств и т. д.);

2) пуск конвейерной линии должен осуществляться централизованно с пункта управления кратковременным нажатием пусковой кнопки; дальнейший пуск конвейерной линии, контроль за ее работой и аварийное отключение должны осуществляться автоматически;

3) все конвейеры линии должны быть заблокированы между собой в определенной последовательности;

4) в целях уменьшения времени пуска всей конвейерной линии интервал между пуском отдельных конвейеров должен быть равен фактическому времени разгона конвейера;

5) обязателен контроль времени пуска каждого конвейера при помощи реле скорости;

6) перед пуском конвейеров должен подаваться звуковой предупредительный сигнал по всей линии или по ее части;

7) в пункте управления конвейерной линией должен обязательно осуществляться контроль за работой конвейеров, хотя бы с помощью сигнальных ламп;

8) остановка всей конвейерной линии должна обеспечиваться с пункта управления, а каждого конвейера — с любой точки по его длине. При отключении какого-либо конвейера линии все конвейеры, подающие материал на остановившийся, должны автоматически отключаться;

9) вдоль конвейерной линии необходимо осуществить двустороннюю оперативную сигнализацию и связь;

10) на каждой конвейерной линии должно быть предусмотрено местное несблокированное управление каждым конвейером.

Автоматизация должна включать в себя также системы автоматического регулирования: распределения тягового усилия между приводными барабанами; автоматическое поддержание натяжения сбегавшей ветви ленты конвейера; автоматическое регулирование производительности ленточного конвейера; автоматическое центрирование ленты.

В соответствии с перечисленными техническими требованиями к системе автоматического управления различают следующие способы управления электроприводами ленточных конвейеров:

Местное управление, которое осуществляется оператором непосредственно с рабочего места (для опробования и ремонтных работ). Как самостоятельный вид управления оно применяется в том случае, когда конвейер не связан технологически с другими механизмами.

Местное заблокированное управление применяется в том случае, когда конвейер входит в поточнотранспортную систему. При этом оператор пускается с рабочего места только один конвейер. Пуск остальных осуществляется автоматически в соответствии с установленными блокировочными зависимостями. Применяется при наладочных работах.

Диспетчерское централизованное управление осуществляется оператором с диспетчерского пункта, на котором установлен пульт и аппаратура, необходимая для управления и сигнализации.

Автоматическое управление осуществляется без вмешательства оператора в зависимости от сигналов приемного устройства.

Диспетчерское автоматизированное управление сочетает элементы дистанционного и автоматизированного управления. Отличается от последнего тем, что начальный командный импульс на пуск и остановку подается диспетчером. Диспетчерское автоматизированное управление является основным режимом управления, так как отвечает всем требованиям к автоматизированным конвейерным линиям.

В зависимости от используемой аппаратуры можно выделить следующие группы: а) релейноконтакторное управление с применением аппаратуры сильного тока; б) релейноконтакторное управление с применением аппаратуры слабого тока; в) управление с применением бесконтактной аппаратуры.

Существующие методы расчета динамических процессов в конвейерах основаны на определении усилий в ленте при принятых на практике способах пуска конвейера. Для снижения динамических нагрузок в ленте конвейера применяются асинхронные двигатели с фазовым ротором, гидравлические или электромагнитные муфты и т. п., что связано со значительным удорожанием привода.

Решить задачу ограничения максимального усилия в ленте с

сохранением принятой системы привода, в том числе и самой простейшей с асинхронным короткозамкнутым двигателем без муфты скольжения, можно, применив схему оптимального пуска ленточного конвейера.

При обычной схеме пуска ленточного конвейера кратность усилий в ленте равна 2 (меньше отношения максимального момента к моменту установившегося движения). Это происходит в результате того, что часть энергии расходуется на разгон вращающихся масс привода и не передается ленте.

Схема оптимального (по усилиям в ленте) пуска ленточного конвейера характеризуется кратковременным отключением (или реверсированием) двигателя от сети в процессе разгона, благодаря чему динамические усилия в ленте существенно снижаются по сравнению с пуском конвейера без отключения.

Таблица 56. Сопоставление коэффициентов динамической нагрузки ленты и времени разгона привода в зависимости от количества отключений и реверсирований

Отношение максимального момента к моменту установившегося движения	Отношение максимального усилия к усилию установившегося движения	Количество отключений или реверсирований двигателя	Время, сек			
			одного отключения	одного реверсирования	разгона привода при отключениях	разгона привода при реверсированиях
3	2	0	0	0	1,32	1,32
	1,7	2	0,22	0,12	2,0	1,7
	1,6	3	0,28	0,15	2,4	2,0
	1,5	4	0,33	0,17	2,9	2,3
	1,38	6	0,35	0,18	4,4	3,4
	1,32	8	0,38	0,20	5,6	4,0
	1,27	13	0,44	0,23	9,0	6,0
2,5	1,75	0	0	0	1,64	1,64
	1,61	2	0,2	0,1	2,28	2,1
	1,54	3	0,23	0,12	2,72	2,36
	1,46	4	0,27	0,14	3,4	2,76
	1,36	6	0,31	0,16	4,9	3,94
	1,25	11	0,35	0,18	8,0	6,0
	1,2	21	0,4	0,2	15,2	11,0
2,0	1,56	0	0	0	2,6	2,0
	1,46	3	0,17	0,09	3,3	3,0
	1,34	6	0,25	0,13	5,4	4,6
	1,19	20	0,35	0,18	16,0	12,4

Данные, приведенные в табл. 56, показывают, что применение кратковременных отключений (или реверсирований) приводного двигателя при пуске позволяют существенно снизить динамические усилия в конвейерной ленте. Снижение коэффициента динамической перегрузки ленты до 1,4—1,5, полученное методом отключений приводного двигателя, при обычном способе потребовало бы применения специальных дорогостоящих систем кон-

вейерных приводов, например асинхронного двигателя с фазовым ротором и большим количеством ступеней пускового сопротивления.

Управление переключением двигателя может осуществляться в функции усилия, передаваемого ленте приводным барабаном.

В зависимости от способа пуска электроприводов различают следующие схемы управления: индивидуальный централизованный пуск; групповой пуск; централизованный пуск с принудительным временным интервалом; централизованный пуск с принудительным интервалом с помощью реле скорости.

При индивидуальном централизованном пуске оператор с диспетчерского пункта включает каждый двигатель отдельно; очередность пуска определяется блокировочными зависимостями. Этот режим пуска аналогичен местному блокированному управлению с той разницей, что аппаратура управления электродвигателями вынесена на центральный диспетчерский пункт.

Схемы индивидуального централизованного пуска имеют ограниченное применение и используются для поточнотранспортных систем (ПТС), состоящих из небольшого числа двигателей. Во избежание усложнения коммутации и значительного расхода кабеля при большом количестве конвейеров целесообразно применять схемы группового пуска электродвигателей.

Отличие схемы группового пуска от схемы индивидуального пуска заключается в том, что оператор производит пуск всех заблокированных двигателей путем включения только первого из них, после чего следующие двигатели включаются по очереди автоматически. Недостаток схем группового пуска состоит в том, что пуск всех двигателей, входящих в состав ПТС, происходит практически одновременно. Поэтому количество электроприводов, пускаемых этим способом, ограничивается мощностью трансформаторных подстанций, питающих эти двигатели.

Централизованный пуск электродвигателей конвейеров с принудительным интервалом между включениями двух последовательно пускаемых конвейеров, получаемым при помощи реле времени или реле скорости. Способ централизованного пуска с временным интервалом времени можно уподобить системе регулирования «по возмущению», пуск же с интервалом, получаемым с помощью реле скорости, — системе «по отклонению» или системе с обратной связью. Кроме того, реле скорости в случае его установки на ведомом барабане выполняет функции органа, контролирующего целостность ленты и пробуксовки.

Централизованный пуск электродвигателей конвейеров с принудительным интервалом при помощи реле скорости иллюстрируется на примере автоматизированной конвейерной линии Балкавказкой дробильно-обогащительной фабрики. Линия состоит из семи ленточных конвейеров общей протяженностью более 1000 м и предназначена для транспортировки горной массы с карьера на фабрику. Управление конвейерной линией автома-

тизировано и может осуществляться дистанционно с пульта управления обогащательной фабрики.

Принципиальная схема управления, приведенная на рис. 80, позволяет осуществить местный и централизованный режим управления, выбираемый универсальным переключателем УП.

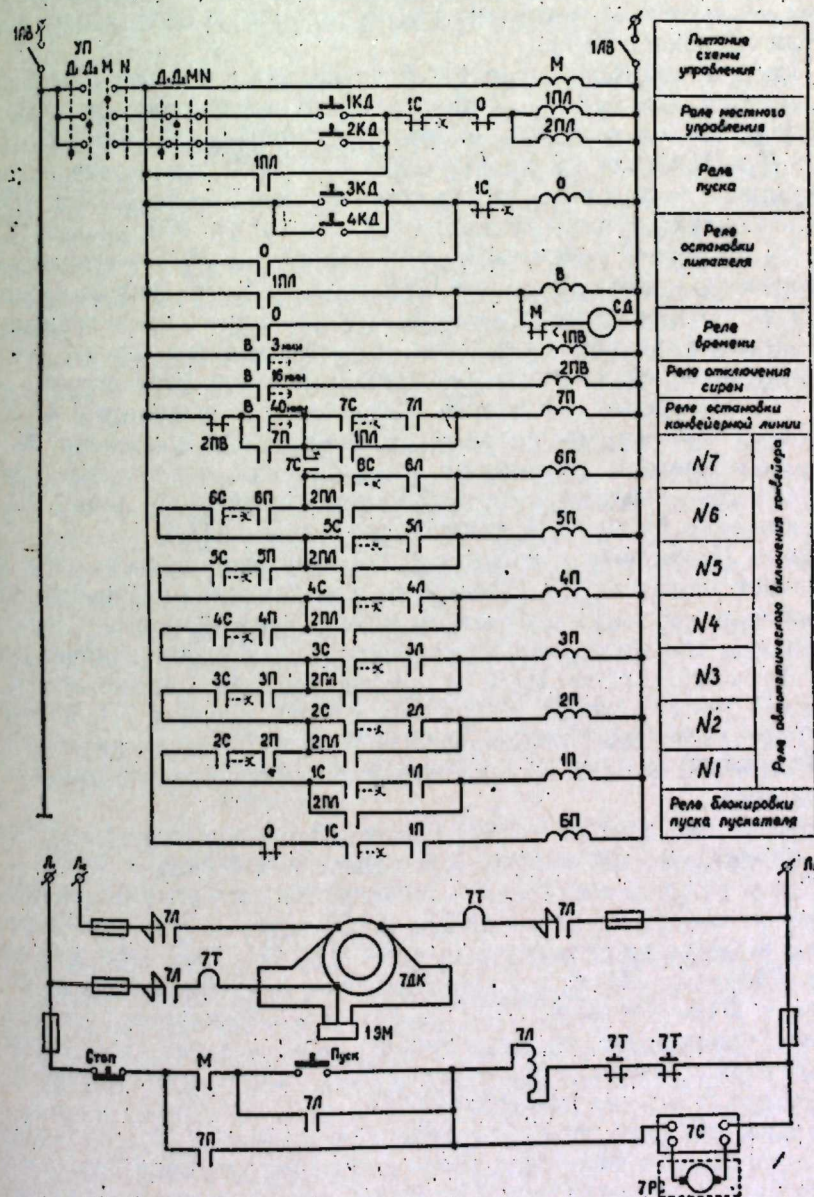


Рис. 80. Принципиальная схема управления конвейерной линией.

При выборе режима местного управления контакты D_1 и D_2 универсального переключателя отключают схему дистанционного управления, а контакт универсального переключателя подает питание на реле местного управления M , через замыкающие контакты которого подготавливаются пусковые цепи двигателей, пуск и остановка которых в этом случае производятся кнопками «пуск» и «стоп» по месту (на рис. 80 показаны цепи одного двигателя конвейера № 7).

При дистанционном управлении с пульта диспетчера фабрики замыкается контакт D_2 универсального переключателя УП, а при управлении с пульта оператора конвейерной линии — контакт D_1 . Нажимая на кнопку 1КД или 2КД, диспетчер подает командный импульс на запуск конвейерной линии 1ПЛ и 2ПЛ (цепь: контакты универсального переключателя УП, кнопка 1КД или 2КД, контакт реле скорости 1С конвейера № 1, контакт реле остановки О). Контакты реле 1ПЛ шунтируют пусковую кнопку, включают сирены предупредительной сигнализации, предупреждающие обслуживающий персонал о предстоящем пуске (цепи включения сирен на схеме не показаны), и подают питание на многоцепное реле времени В. Последнее с выдержкой 40 сек включает промежуточное реле управления 7П конвейера № 7, расположенного последним по направлению грузопотока (цепь: контакт УП, контакт реле остановки конвейерной линии 2ПВ, контакт реле времени В, контакт реле пуска 1ПЛ).

Реле 7П включает контактор 7Л, который, в свою очередь, включает двигатель 7Д. После того, как конвейер разовьет номинальную скорость, установленное на нем реле скорости 7С одним контактом (последовательно с контактом 7Л) зашунтирует контакт пускового реле 1ПЛ, а другим включит промежуточное реле 6П (цепь: контакт УП, контакт 2ПВ, контакт 7П, контакт 7С, контакт пускового реле 2ПЛ). Реле 6П подает питание на контактор 6Л, который включит двигатель 6Д второго пускового механизма.

Включение двигателей 5Д-1Д следующих по пуску механизмов аналогично описанному для двигателей 7Д-6Д.

После запуска последнего конвейера № 1 его реле скорости 1С отключит пусковые реле 1ПЛ и 2ПЛ, которые разомкнут контакты в цепях промежуточных реле 1П—7П. При этом питание реле, например 7П, будет производиться по цепи: контакты УП, контакт 2ПВ, контакты 7П, 7С, 7Л, что обеспечивает своевременное отключение промежуточного реле как при отключении контактора (размыкается контакт 7Л), так и при пробуксовке конвейера (размыкается контакт 7С).

Таким образом, использование реле скорости для получения принудительного интервала позволяет запустить конвейер только после того, как предыдущий конвейер развил номинальную скорость.

Остановка ПТС производится в направлении, совпадающем с

движением грузопотока. Схема строится таким образом, чтобы избежать остановки конвейера до его полной разгрузки. Диспетчер, нажимая на кнопку остановки ЗКД (4КД), подает питание на реле остановки О, контакты которого шунтируют кнопки остановки, включают реле времени В и отключают реле блокировки пуска питателя БП. Последнее отключает пластинчатый питатель, подающий материал на конвейер № 1, прекращая этим подачу горной массы.

С выдержкой времени 16 мин (достаточной для полной разгрузки всех конвейеров) реле времени подает питание на реле остановки конвейерной линии 2ПВ, которое отключает промежуточные реле 1П—7П, а те в свою очередь отключают контакторы 1Л—7Л соответствующих приводных двигателей конвейеров № 1—7.

Помимо плановой, схемой предусмотрена возможность дистанционной аварийной остановки без предварительной разгрузки линии. Для этого достаточно повернуть универсальный переключатель в нейтральное положение N . Остановка любого конвейера возможна также при помощи кнопок «стоп», установленных вдоль линии.

При работе конвейерной линии с экскаваторами управление конвейерной линией должно производиться с диспетчерского пункта, на который целесообразно передавать, кроме сигналов о состоянии объектов, обобщенные аварийные сигналы. Наряду с диспетчером, последние сигналы должны передаваться машинистам экскаваторов и в ремонтную бригаду.

Суммарное количество команд управления (N_y) для диспетчерского пункта можно определить по формуле:

$$N_y = n_1 N_{y.o} + n_2 N_{y.z} + n_3 N_{y.n}, \quad (22/3)$$

где $N_{y.o}, N_{y.z}, N_{y.n}$ — число команд управления, поступающих, соответственно, на отвалы, забойные и промежуточные конвейеры;

n_1, n_2, n_3 — число конвейеров каждой группы.

Число команд сигнализации N_c , поступающих на диспетчерский пункт, определится аналогично:

$$N_c = n_1 N_{c.o} + n_2 N_{c.z} + n_3 N_{c.n}. \quad (23/3)$$

Очевидно, что при большом количестве объектов управления и большой протяженности линий рациональнее применять малопроводные системы телемеханики.

Межконвейерные блокировки целесообразно оставить в виде отдельной схемы, увязанной с системой телемеханики. Система межконвейерных связей должна выполнять следующие функции: осуществлять пуск и остановку конвейерной линии в функции разгона конвейерных лент (блокировка по скорости) путем запуска головного конвейера, выбранного в соответствии с маршрутом, немедленно и одновременно отключать приводы аварийного конвейера и всех работающих на него, вводить и выводить

конвейеры из маршрута по команде с диспетчерского пункта. Указанная система представляет собой отдельные однотипные релейно-контакторные звенья (или бесконтактные) с автономным питанием.

В настоящее время разработаны различные системы телеуправления конвейерными линиями с помощью многоканальных установок с временным уплотнением, основанных на передаче информации последовательно во времени.

Экономическое сопоставление нескольких способов управления и передачи информации, а именно многопроводного способа связи 1, телемеханических установок, работающих по много-

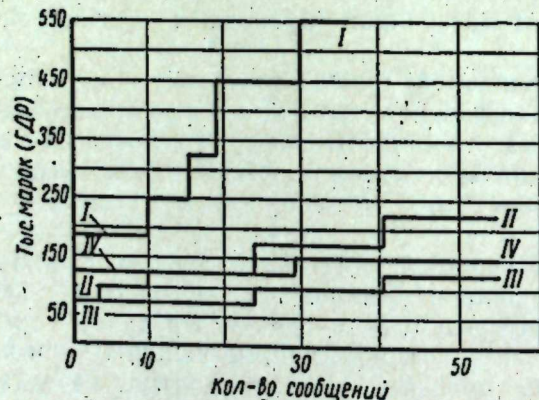


Рис. 81. График зависимости капитальных затрат от количества передаваемых сообщений по способам передачи:

I — многопроводная связь; II — многократная система на тональных частотах; III — электронные многоканальные установки с временным уплотнением; IV — электромеханические многоканальные установки с временным уплотнением.

кратной системе на тональных частотах 2, электронных многоканальных установок с временным уплотнением 3 и электромеханических многоканальных установок с временным уплотнением 4 приведено на рис. 81. Этот график построен для конвейерной линии, состоящей из девяти конвейеров, длиной по 750 м каждый. График наглядно показывает экономические преимущества телемеханических систем управления по сравнению с существующими.

Автоматическая блокировка и дистанционное управление конвейерной линией широко применяется и зарубежом. В Чили вступила в строй автоматическая линия протяженностью 11,3 км. Тринадцать конвейеров, входящих в эту линию, пускаются и останавливаются с пульта управления, находящегося на разгрузочном конце конвейерной линии.

Эффективность дистанционного управления во многом зависит от полноты информации о состоянии и работе механизмов, кото-

рой располагает оператор. Эту информацию диспетчер получает при помощи схем, обеспечивающих световую и звуковую сигнализацию. В качестве примера ниже рассматривается схема пульта управления и сигнализации конвейерной линии.

Лабораторией автоматики НИОГР разработана схема пульта управления и контроля работы автоматизированной конвейерной линии по двум проводам, которая обеспечивает контроль длительности пуска каждого конвейера и контроль работы каждого конвейера с помощью сигнальных ламп; последовательный пуск конвейеров всей линии или ее части; возможность пуска неработающей части конвейерной линии без остановки конвейеров, находящихся в работе; отключение двигателя неисправного конвейера и всех конвейеров, подающих материал на неисправный и приведение схемы в положение «выключено» при снятии напряжения.

Схема, приведенная на рис. 82, работает следующим образом: при нажатии кнопки «ход» включается реле управления первого конвейера и в обмотке трансформатора возникает импульс тока, который наводит во вторичной цепи трансформатора напряжение, достаточное для срабатывания первого контрольного реле P_1 . На пульте загорается лампочка, сигнализирующая о том, что первый конвейер работает нормально. При достижении нормальной скорости движения тягового органа (ленты) первого конвейера автоматически включится второй конвейер. В первичной обмотке трансформатора вновь возникает импульс тока и сработает реле P_2 .

Автоматическое включение последующих по технологической цепи электроприводов происходит путем включения соответствующих контакторов контактами реле скорости, предшествующих по цепи конвейеров, после достижения последними номинальной скорости.

Для оперативной связи оператора с обслуживающим и ре-

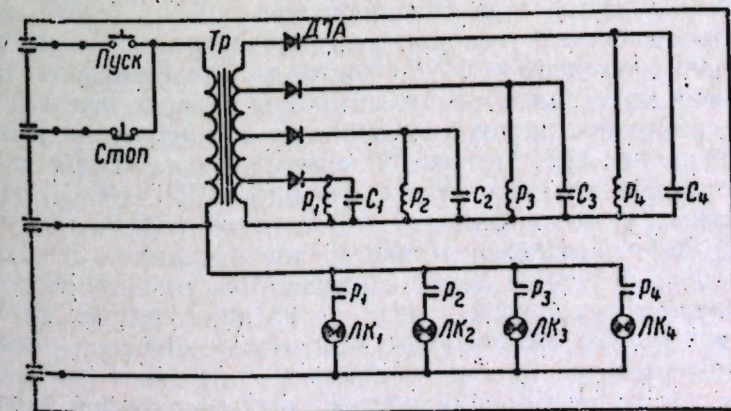


Рис. 82. Принципиальная схема пульта управления и контроля за работой конвейеров.

монтажным персоналом конвейерная линия может быть оборудована аппаратурой производственной громкоговорящей связи. Выпускаемая заводом «Севкавэлектроприбор» аппаратура типа ПГС-1к обеспечивает двухстороннюю связь между производственными объектами, причем в качестве соединительных линий могут быть использованы свободные пары телефонной сети.

Визуальный контроль за работой конвейерной линии, в частности за состоянием мест погрузки, перегрузки и выгрузки, может быть успешно осуществлен с помощью промышленной телевизионной установки. Однако серьезным препятствием на пути внедрения промышленного телевидения является пока еще высокая стоимость аппаратуры.

Реле скорости, применяющееся в схемах централизованного управления электроприводами конвейеров, будучи установлено на ведомом барабане становится органом, предотвращающим завал конвейера материалом в результате его пробуксовки, перекоса или поперечного разрыва ленты.

Реле скорости по принципу действия можно разделить на механические, гидравлические, пневматические и электрические.

Наибольшее распространение получили выпускаемые Днепропетровским заводом шахтной автоматики реле скорости типа ВИРС-2М и РС-2М. Реле ВИРС-2М выпускается во взрывобезопасном исполнении и может работать с магнитоиндуктивным датчиком типа ДМ или с тахогенераторным датчиком, входящим в универсальную пристройку типа УПДС. Реле РС-2М выпускается в общепромышленном исполнении и комплектуется с магнитоиндуктивным датчиком типа ДМ, однако оно может работать и с УНДС.

Тахогенераторный датчик пристройки УНДС является десятиполюсным генератором однофазного переменного тока. Действие тахогенераторного датчика основано на том, что в статоре индуктируется электродвижущая сила, величина которой пропорциональна скорости вращения ротора.

Контроль наличия материала на конвейере применяется для блокировки механизмов ПТС, контроля непрерывности транспортировки материалов и забивки промежуточных течей.

Для контроля наличия материала применяются контактные и бесконтактные датчики. К контактным датчикам относятся электромеханические и электродные (СНР-1063М, ИКС-2 и ИКС-2и); к бесконтактным — емкостные (ДЕ-2), индуктивные (ДН-2а), фотоэлектрические и радиоактивные (ГР-1).

Продольный разрыв ленты конвейера может произойти в местах перегрузок в случае попадания на ленту острых металлических предметов, кусков руды или породы больших размеров с острыми выступами, из-за значительного перекоса роликоопор, при попадании посторонних предметов под натяжной барабан, а также в местах перегиба ленты на горизонтальных и боковых роликах.

Если не остановить конвейер в момент начала разрыва, то вся лента может быть выведена из строя. Для локализации начавшегося разрыва ленты предложено несколько способов.

На Балхашском горно-металлургическом комбинате роликоопоры, расположенные под течкой, размещаются на подвижной тележке, оттянутой противовесом в сторону, противоположную движению ленты. Разорвавший ленту предмет давит на роликоопору и заставляет перемещаться тележку, которая, воздействуя на конечный выключатель, останавливает конвейер.

Конвейеры, входящие в ПТС, зачастую разделены течками и перегрузочными устройствами. Конструкция этих устройств должна исключать возможность их забивки и переполнения. Но поскольку эти явления все же происходят, для контроля прекращения потока материала применяются различные датчики забивки течей: электромеханические, электродные, радиоактивные и вибрационные.

На ленточных конвейерах, транспортирующих горную массу на карьерах, попадают различные металлические предметы: зубья ковшей, траки гусениц экскаваторов и пр. Попадая в дробилку, они вызывают поломку шестерен, изгибы валов, выплавление подшипников и другие аварии. Поэтому большое значение имеет автоматизация обнаружения и удаления металлических предметов. Применение металлоискателей и металлоуловителей позволяет при небольших капитальных затратах резко увеличить надежность работы дробильного оборудования, сокращает простои предприятия, увеличивает межремонтные сроки, исключает необходимость в изнурительном постоянном наблюдении за транспортируемым материалом.

Для обнаружения на ленте конвейера металлических предметов применяются металлоискатели, действие которых основано на изменении напряженности поля датчика под действием металлических предметов, попадающих в его зону. Из применяемых в настоящее время металлоискателей следует упомянуть ЭМИ-Н42 завода «Севкавэлектроприбор». Металлоискатель выпускается для конвейерных лент шириной до 1200 мм. Минимальный вес черного и цветного металла, обнаруживаемого с помощью рамки размером 520×260 мм на движущейся со скоростью 1 м/сек ленте, равен 200 г при прохождении металла на расстоянии 300 мм от плоскости рамки и 10 г при прохождении металла через центр рамки. Наряду с достоинствами, эти металлоискатели требуют частой подстройки и чувствительны к колебаниям частоты питающей сети.

Металлоискатель МП-1 выпускается Киевским заводом электроизмерительной аппаратуры и заводом «Севкавэлектроприбор». Металлоискатель предназначен в основном для работы в условиях предприятий нерудных строительных материалов. Чувствительность прибора переменная, в зависимости от нее вес обнаруживаемого металла колеблется от 0,2—0,5 до 10 кг.

Датчик металлоискателя выпускается для лент шириной 450–1600 мм.

Металлоискатели серии МТ-5 и МТ-6 разработаны предприятием «Южметаллургавтоматика» и предназначены для обнаружения металлических предметов в магнитных рудах. Недостатком металлоискателей этого типа является неспособность обнаружения металлических предметов с неявно выраженными магнитными свойствами (зубья ковшей экскаваторов, долота и т. п.).

При заданных размерах опасного для дробилки предмета желательно, чтобы величина сигнала возможно меньше зависела от магнитных свойств стали, из которой выполнен предмет, и зависела лишь от его размеров. В применяемых (и описанных выше) металлоискателях это условие не выполняется.

Разницу в чувствительности к магнитным и немагнитным сталям можно свести к минимуму выбором рабочей частоты. Эта частота определяется размером наименьшего опасного для данной дробилки предмета. Этот фактор учтен в разработанном институтом НИПИГормаш металлоискателе для магнитных и немагнитных руд. Металлоискатель характеризуется одинаковой чувствительностью к предметам из различных марок сталей, в том числе и марганцовистой.

В связи с наметившимся в последние годы направлением по организации поточной технологии на открытых горных работах с использованием конвейерного транспорта для доставки горной массы из карьера еще острее встает вопрос ее качественной оценки.

Институтом горного дела Минчермета СССР для руд черных металлов разработано устройство, позволяющее осуществлять непрерывное автоматическое измерение содержания железа в потоке руды на ленточных конвейерах. Эта установка может

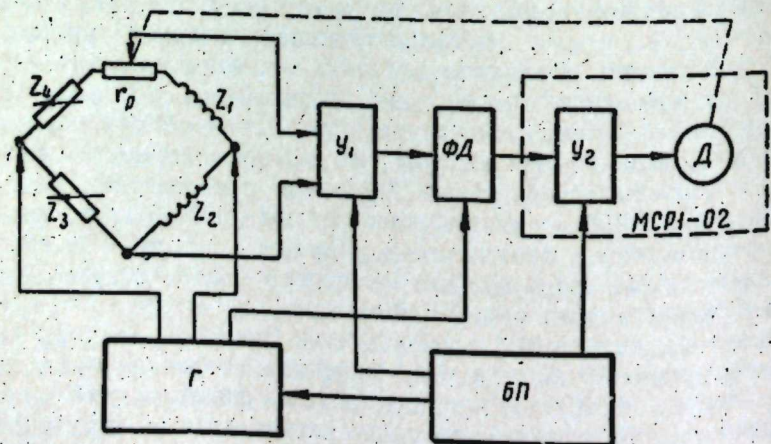


Рис. 83. Блок-схема установки для автоматического контроля содержания магнетита в руде при ее транспортировании ленточным конвейером.

применяться и на обогатительных фабриках с сухим процессом обогащения.

Блок-схема установки, приведенная на рис. 83, состоит из уравнивающего моста переменного тока М, в два плеча которого включены датчики: магнитной проницаемости руды Z_1 и веса руды Z_2 . Мост питается переменной ЭДС с частотой около 1 кГц от генератора Г. При изменении содержания магнетита в руде или веса руды на входе усилителя переменного тока У появляется напряжение. Пройдя через фазовый детектор ФД, из этого напряжения выделяется индуктивная составляющая напряжения, которая здесь же выпрямляется. Усилитель второй ступени $У_2$ усиливает ее до значения, достаточного для вращения электродвигателя Д. Усилитель второй ступени и электродвигатель Д являются частями серийно выпускаемого моста МСП-1-02. С помощью обратной связи мост автоматически и непрерывно уравнивается. Величина сопротивления r_D пропорциональна содержанию магнетита в руде.

Благодаря применению в установке самопишущего прибора, установка позволяет осуществлять непрерывную запись содержания магнетита (магнитного железа в руде). Воспринимающий элемент магнитной проницаемости руды Z_1 представляет собой рамку, охватывающую несущую ветвь ленточного конвейера. Воспринимающий элемент веса руды Z_2 состоит из индуктивной катушки, плунжер которой соединен с коромыслом конвейерных весов. Установка, разработанная в Институте горного дела, позволяет контролировать содержание магнетита в руде с погрешностью, не превышающей $\pm 1,5\%$.

Вследствие широкого применения ленточных конвейеров (в первую очередь на обогатительных фабриках) и различия требований, предъявляемых к схемам автоматизированного управления, последние отличаются большим разнообразием. В целях экономии средств, сокращения сроков проектирования и монтажа разработаны комплекты аппаратуры управления автоматизированными конвейерными линиями на силовоточной и слаботочной аппаратуре, выпускаемые заводом «Красный металлист» (г. Конотоп), Днепропетровским заводом шахтной автоматики и другими предприятиями.

В состав комплектов на силовоточной аппаратуре входят, как правило, пульт и блоки управления, реле скорости магнитоиндуктивные или тахогенераторные, магнитные пускатели, кнопки управления и сирены.

В настоящее время наиболее широко применяются для автоматизации ленточных конвейеров комплекты силовоточной аппаратуры типа АУК-10М и ДУКЛ-2, выпускаемые заводом «Красный металлист». Кроме них, завод «Красный металлист» выпускает комплектные устройства типа УПТС-2К для диспетчерского автоматического управления поточнотранспортными системами, в состав которых входят ленточные конвейеры. Устройства

УПТС-2К состоят из двух основных частей: комплектов слабо-точного оборудования и щитов станций управления.

Аппаратура АУК-10М предназначена для автоматизированного управления стационарными и полустационарными неразветвленными конвейерными линиями с числом конвейеров в линии не более десяти.

Аппаратура ДУКЛ-2 предназначена для автоматического управления стационарными и полустационарными разветвленными и неразветвленными конвейерными линиями с числом конвейеров не более двадцати пяти. Управление всеми конвейерами производится по $2+n$ проводам, где n — число ответвлений.

Устройство УПТС-2К построено на блочном принципе. Блоки комплектуются однородной аппаратурой. Конструктивно система диспетчерского управления УПТС-2К состоит из диспетчерского комплекта ДП, щита диспетчера 1, шкафа питания 2, шкафов управления 3, шкафа-кросса для соединения кабелей 4 и аппаратов в помещениях станции управления ПСУ (рис. 84). В состав станций управления входят: выходное устройство 6, релейный щит 7 и щит станций управления 8.

Схемы с набором программы ключами предназначены для 50—60 конвейерных приводов при средней длине цепей управления 400—500 м.

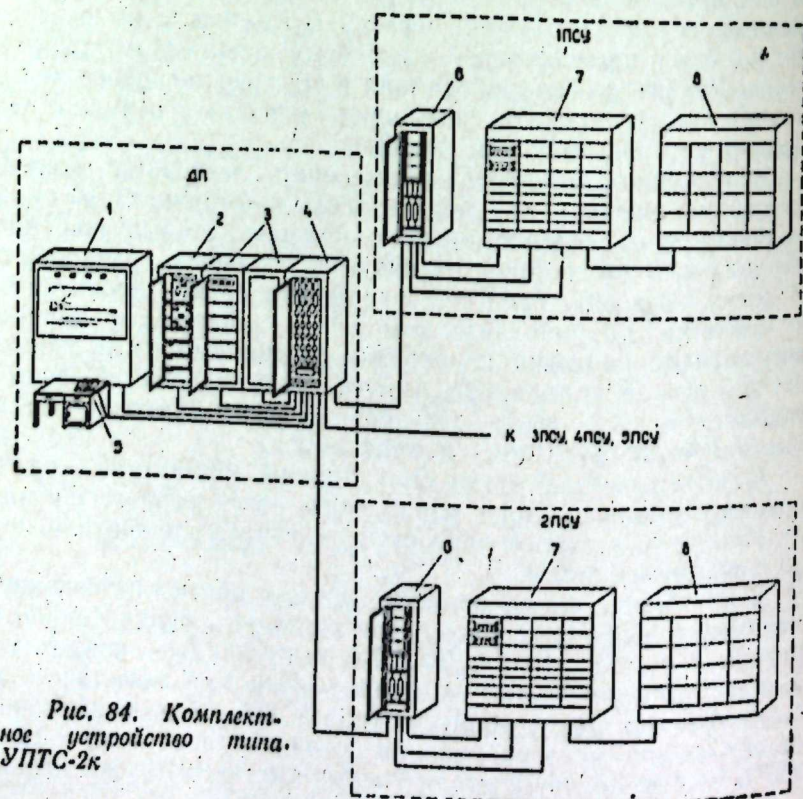


Рис. 84. Комплектное устройство типа УПТС-2К

КОМБИНИРОВАННЫЙ АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНО-ДОРОЖНЫЙ ТРАНСПОРТ

Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт — основная тенденция развития карьерного транспорта СССР

Общие сведения

Спецификой развития горнодобывающей промышленности в настоящее время является широкий размах строительства: проектная мощность карьеров составляет, как правило, 30—100 млн. т горной массы в год. На горно-обогатительных комбинатах такой мощности предполагается добывать в 1970 г. 92% общего объема горной массы. Другой важной особенностью строящихся и действующих горно-обогатительных комбинатов является комплексное использование полезных ископаемых.

Современное горнодобывающее предприятие представляет собой сложнейший производственный организм, состоящий из целого ряда взаимосвязанных и в равной степени важных составных частей. Основной целью его деятельности является разработка месторождений полезного ископаемого с минимумом затрат труда и средств и получение качественного сырья для других отраслей промышленности. Достижение этой цели, естественно, облегчается при ведении всего комплекса работ по добыче, транспортировке и переработке горной массы в оптимальном режиме. При этом под оптимальным режимом понимается сочетание (совокупность) параметров технологического процесса, обеспечивающих наилучшие показатели по выбранному критерию оптимальности.

Такой подход при проектировании и эксплуатации месторождений полезных ископаемых позволяет дать оценку эффективности отдельных звеньев технологического процесса и выбрать виды оборудования и его параметры с учетом оптимизации процесса в целом. Из всех звеньев технологического процесса на открытых разработках особая роль принадлежит карьерному транспорту.

От применяемого вида карьерного транспорта и принятой

схемы транспортирования зависят производительность карьера, порядок разработки месторождения и распределение объемов вскрыши по годам эксплуатации, селективная разработка и усреднение руд, производительность погрузочного оборудования и ритмичность горнодобывающего предприятия в целом. Наиболее благоприятные условия для достижения высоких технико-экономических показателей работы создаются на карьерах при использовании комбинированных видов транспорта, в частности, при наиболее распространенном и перспективном автомобильно-железнодорожном транспорте.

К комбинированным относятся виды транспорта, при которых горная масса из забоев в карьерах до мест разгрузки на поверхности (бункера дробильных фабрик, отвалы) транспортируется двумя или более видами транспорта последовательно.

Связующим звеном последовательно работающих видов транспорта являются перегрузочные пункты.

При автомобильно-железнодорожном транспорте первым звеном комбинации является, как правило, автомобильный транспорт, выполняющий роль сборочного, связывающего экскаваторные забои с перегрузочными пунктами. Железнодорожный транспорт выполняет роль магистрального транспорта, работающего в благоприятных условиях на перевозке горной массы по стационарным или долговременным путям от перегрузочных пунктов в карьере или на поверхности до приемных устройств дробильно-обогачительных фабрик или отвалов вскрыши. Для перегрузки горной массы с автомобильного транспорта на железнодорожный наибольшее применение нашли экскаваторная и непосредственная перегрузка из автосамосвалов в думпкары.

В отечественной и зарубежной практике автомобильно-железнодорожный транспорт применяется в большинстве случаев при разработке месторождений, залегающих в сложных горно-геологических и топографических условиях, затрудняющих или исключающих использование железнодорожного транспорта. Наиболее часто автомобильно-железнодорожный транспорт применяется при разработке месторождений нагорного типа, а также нижних горизонтов карьеров глубинного типа.

При большой глубине карьеров условия для работы железнодорожного транспорта ухудшаются вследствие увеличения времени оборачиваемости составов, снижения скоростей движения из-за увеличения доли внутрикарьерных путей, уменьшения радиусов кривых и т. д. В этих случаях применение на нижних горизонтах автомобильного транспорта позволяет создать более благоприятные условия для работы железнодорожного транспорта в связи с сокращением времени погрузки составов на перегрузочных пунктах, устройством стационарных съездов и т. д.

К сожалению, до настоящего времени автомобильно-железнодорожный транспорт закладывается в проекты сравнительно редко. Это объясняется тем, что существующие методы оценки сравнительной эффективности различных видов транспорта несовершенны и не дают возможности выразить в стоимостных показателях целый ряд бесспорных достоинств комбинированного транспорта. Иногда предусматривается параллельное использование двух или более видов транспорта, например, автомобильный для транспортировки вскрыши с верхних горизонтов и руды с нижних горизонтов до фабрики, а железнодорожный — для транспортировки вскрышных пород со средних горизонтов карьера на внешние отвалы.

Однако на практике, несмотря на отсутствие в проектах, комбинированный транспорт все шире применяется на многих горнодобывающих предприятиях. В качестве примеров можно привести строительство и эксплуатацию карьеров Соколовско-Сарбайского комбината, Гороблагодатского и Высокогорского рудоуправлений, Сибайского карьера, Оленегорского комбината, комбината Ураласбест и многих других. В то же время отсутствие в проекте необходимого основного и вспомогательного оборудования, а также соответствующей производственной базы затрудняет достижение высоких технико-экономических показателей при эксплуатации комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.

В связи с этим необходимо всестороннее изучение особенностей технологического процесса на карьерах с целью выбора вида транспорта и установления его параметров, наиболее отвечающих горнотехническим особенностям месторождения и состоянию горно-транспортной техники с учетом перспективы ее совершенствования.

К числу наиболее важных вопросов, требующих рассмотрения, следует отнести:

1. Исследование взаимосвязи работы погрузочного, транспортного и приемного оборудования при различных видах транспорта.

2. Изменение технологического процесса добычи, транспортировки и переработки полезного ископаемого при введении в выемочно-транспортный комплекс автомобильного звена.

3. Интенсивность и порядок разработки месторождения при различных видах транспорта.

4. Капитальные затраты и эксплуатационные расходы.

5. Качественная характеристика полезного ископаемого и условия его селективной разработки, усреднения и переработки.

6. Выбор типа и мест расположения перегрузочных пунктов.

7. Изменение параметров транспортного процесса в динамике развития на различных этапах разработки месторождений.

Основные достоинства и недостатки комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта

Комбинация автомобильного транспорта с железнодорожным обладает целым рядом достоинств, использование которых в отдельные периоды разработки месторождений могут сделать ее применение наиболее эффективным по сравнению с другими видами транспорта.

Принято считать, что комбинация различных видов транспорта позволяет достигнуть лучших технико-экономических показателей за счет использования каждого из входящих в комбинацию видов в наиболее благоприятных для него условиях. Такое объяснение не совсем правильное. В частности, при автомобильно-железнодорожном транспорте условия работы автосамосвалов значительно сложнее, чем при чисто автомобильном транспорте, так как увеличивается доля временных автодорог с большими уклонами, резко возрастает относительная продолжительность погрузочно-разгрузочных и маневровых операций, что в итоге приводит к снижению скоростей движения, увеличению транспортного цикла и, естественно, увеличению себестоимости перевозок.

В то же время условия работы железнодорожного транспорта при его использовании в комбинации с автомобильным значительно улучшаются. За счет ликвидации значительной части внутрикарьерных передвижных путей, снижения времени погрузки составов на перегрузочных пунктах, сокращения расстояний откатки, увеличения скоростей движения составов показатели работы железнодорожного транспорта улучшаются. Помимо изменения условий работы и показателей транспортного процесса, применение комбинированного транспорта позволяет организовать селективную разработку и усреднение руд, повысить производительность забойных экскаваторов, ускорить подготовку новых горизонтов и т. д.

Железнодорожный транспорт, получивший наибольшее распространение на крупных карьерах, в ближайшие годы по-прежнему будет занимать ведущее положение, в особенности при разработке скальных пород и руд. Однако многолетний опыт эксплуатации, развития и совершенствования карьерного железнодорожного транспорта выявил ряд существенных недостатков, сужающих область его эффективного применения. К ним относятся малая маневренность транспортных средств внутри карьера, большие радиусы кривых и, в связи с этим, трудность вписывания в контуры карьера, особенно на нижних горизонтах, сравнительно малые уклоны железнодорожных путей и необходимость в больших первоначальных затратах и т. д.

Наличие передвижных путей и контактной сети, большая трудоемкость и стоимость работ по их содержанию и переносу,

низкие скорости и большое сопротивление движению составов на передвижных путях из-за неудовлетворительного состояния и наибольший износ подвижного состава на внутрикарьерных путях являются важными причинами, ухудшающими показатели работы железнодорожного транспорта на карьерах.

Практика многих горнодобывающих предприятий показывает, что на стационарных путях внутри карьера и на поверхности железнодорожный транспорт работает в 2—3 раза производительнее, с более высокими скоростями, количество и продолжительность аварийных простоев в 8—12 раз меньше, а себестоимость в 3—5 раз ниже, чем на передвижных путях.

В свою очередь, опыт эксплуатации автомобильного транспорта показал, что наряду с такими его достоинствами, как высокая маневренность, малые радиусы кривых и хорошая вписываемость в контуры карьера, крутые уклоны и простота устройства и содержания временных автодорог, производительное использование экскаваторов и низкие первоначальные капитальные затраты, он обладает рядом недостатков, которые значительно ограничивают область его эффективного применения. Основным недостатком являются значительные эксплуатационные расходы особенно при больших расстояниях транспортирования (свыше 1,5—2 км).

При использовании автомобильного и железнодорожного транспорта в комбинации значительная часть недостатков может быть устранена. Основные преимущества комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта сводятся к следующему:

1. Достигается сокращение общих объемов вскрышных работ (по сравнению с железнодорожным транспортом) и перенос их на более поздние сроки эксплуатации. Так, например, по проекту института Южгипроруда карьер Северного ГОКа в Кривбассе предусматривалось вскрыть системой внешних и внутренних тупиковых траншей с применением железнодорожного транспорта. Институт Кривбасспроект установил, что при использовании автомобильного транспорта коэффициент вскрыши может быть снижен на 18%, что дает возможность сократить объем вскрыши в контуре карьера на 28 млн. м³ без снижения промышленных запасов руды. После доразведки можно отработать без дополнительного разноса бортов по вскрыше в дне карьера дополнительно 31,2 млн. т руды при увеличении глубины карьера с 200 м по проекту до 290.

Интересны показатели сравнения вариантов железнодорожного и автомобильного транспорта по проекту института Кривбасспроект по Ингулецкому ГОКу. Несмотря на то, что себестоимость транспортирования вскрышных пород при железнодорожном транспорте равна 26,6 коп/м³, а при автотранспорте 36,9 коп/м³, последний оказался более эффективным благодаря возможности снижения объемов вскрыши в контуре карьера на

82 млн. м³ по сравнению с вариантом железнодорожного транспорта.

2. Сокращаются сроки и объемы работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов. Вскрытие нового горизонта осуществляется с помощью автомобильного транспорта, позволяющего концентрировать работу нескольких экскаваторов на малом фронте работ.

По достижении параметров горизонта, позволяющих использование железнодорожного транспорта, осуществляется укладка железнодорожного съезда по взорванному откосу уступа без проходки специальной выездной траншеи. Темпы углубки карьеров при этом достигают 15—20 м/год против 7—10 м/год при чисто железнодорожном транспорте.

3. Обеспечивается ритмичная работа всего предприятия от забоя до обогатительной фабрики. Наличие дополнительной емкости на перегрузочном пункте позволяет обеспечить относительную независимость работы забойного горно-транспортного оборудования и обогатительной фабрики.

4. Достигается снижение себестоимости перевозок до 10—15% за счет сокращения расстояния и увеличения производительности локомотивосоставов.

5. Обеспечивается повышение производительности экскаваторов, особенно на нижних горизонтах в рудных забоях.

6. Создаются благоприятные условия для селективной разработки и усреднения руд, а также их комплексного использования.

7. Создаются благоприятные условия для автоматизации железнодорожного транспорта в связи с ликвидацией передвижных забойных путей.

К недостаткам комбинированного транспорта следует отнести: наличие на карьере двух видов технологического транспорта с самостоятельной базой для обслуживания и ремонта подвижного состава;

наличие в транспортной цепи перегрузочного пункта, требующего специального места и периодического переноса.

В целом эффективность комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта должна определяться в конкретных горнотехнических условиях путем сравнительной оценки технико-экономических показателей технологического процесса добычи, транспортировки и переработки руд при различных видах карьерного транспорта.

Динамика роста объемов перевозок автомобильно-железнодорожным транспортом

В железорудной промышленности СССР (табл. 57) в 1965 г. один железнодорожный транспорт применялся лишь на 5 карьерах (из 58 действовавших) — Александровском Гороблагодат-

Таблица 57. Рост объемов перевозок горной массы различными видами транспорта на железорудных карьерах СССР за 1960—1965 гг.

Вид транспорта	1960 г.	1961 г.	1962 г.	1963 г.	1964 г.	1965 г.
Общий объем перевозок	289,2 100	380,7 100	481,4 100	555,6 100	589,4 100	652,3 100
В том числе:						
железнодорожный	184,7 63,8	235,6 61,9	275,9 57,3	315,9 56,9	343,6 58,3	372,4 57,1
автомобильный	88,0 30,5	132,8 34,9	180,2 37,4	208,4 37,5	222,0 37,7	240,0 36,8
прочие	16,5 5,7	12,3 3,2	25,3 5,3	31,3 5,6	23,8 4,0	39,9 6,1

Примечание. В числителе — млн. т, в знаменателе — % к итогу.
В том числе вторичные перевозки ж.-д. транспортом;
1963 г. — 34,5 млн. т; 1964 г. — 46,8 млн. т;
1965 г. — 58,3 млн. т.

ского рудоуправления, Ново-Бакальском Бакальского рудоуправления, Евстунинском Высокогорского рудоуправления, Первоуральском и Магнитогорском.

Перевозка горной массы только автомобильным транспортом осуществлялась на 24 карьерах, из которых наиболее крупными являются карьеры Ингулецкого, Азербайджанского, Ковдорского ГОКов и Абаканского рудоуправления.

В 1965 г. комбинированный транспорт использовался на 29 железорудных карьерах СССР, в том числе Южного, Северного, Ново-Криворожского, Оленегорского, Соколовско-Сарбайского и других горно-обогатительных комбинатов. Объемы вторичных перевозок горной массы при комбинированных видах транспорта приведены в табл. 58.

Таблица 58. Объемы вторичных перевозок горной массы на железорудных карьерах при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте (1965 г.)

Предприятие	Объем в тыс. т	% от общего объема перевозок
Гороблагодатское РУ	1942,2 1117,8	54,7 8,8
Высокогорское РУ	508,6	22,0
Бакальское РУ	1064,4	21,1
ЦГОК	11024,4 4253,2	94,2 12,4
Ингулецкий ГОК	3165,3	40,8
ССГОК	17225,3 3465,0	100,0 3,6
Донское РУ	1622,0	69,6

Примечание. В числителе — руда, в знаменателе — порода.

Уменьшение числа карьеров с одним только видом транспорта вызвано увеличением глубины карьеров и расстояний перевозок, а также усложнением горнотехнических условий разработки. Всего на семи приведенных в табл. 2 предприятиях с помощью комбинированного транспорта перевозится 45,4 млн. т горной массы. Иными словами, около 20% горной массы, транспортируемой автосамосвалами, приходится на долю перевозок при схемах с внутрикарьерными перегрузками руд и пород на железнодорожный транспорт.

На Сарбайском карьере проектом расширения, составленным институтом Гипроруда в 1967 г., предусматривается дальнейшее увеличение объемов перевозок комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом. При увеличении годовой производительности карьера по сырой руде к 1972 г. до 20 млн. т, годовой объем горной массы, перевозимой автотранспортом до внутрикарьерных перегрузочных пунктов, составит 33,5 млн. т, в том числе 14,1 руды и 19,4 скальных пород.

В ближайшие годы широкое применение комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт найдет на карьерах Качканарского и Коршуновского ГОКов, Михайловском железнорудном комбинате, комбинате Ураласбест и других.

Расширение области применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на карьерах

При рассмотрении вопроса о расширении области применения автомобильно-железнодорожного транспорта необходимо выделить два основных направления: а) применение комбинированного транспорта на действующих карьерах, где используется один из входящих в рассматриваемую комбинацию видов транспорта; б) правильная оценка преимуществ автомобильно-железнодорожного транспорта при проектировании разработки новых месторождений полезных ископаемых.

На действующих карьерах с железнодорожным транспортом переход на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт должен осуществляться в первую очередь на нижних горизонтах в карьерах глубинного типа и верхних — на нагорных карьерах. При этом автосамосвалы используются на коротком плече откатки (0,5—1 км) при вскрытии и подготовке новых горизонтов.

По мере расширения рабочей площадки на вновь вскрытом горизонте и устройства полустационарного или долговременного железнодорожного съезда отработка горизонта может быть продолжена с помощью железнодорожного транспорта. Перегрузка горной массы с автомобильного на железнодорожный транспорт может осуществляться в забое ближайшего экскава-

тора или на специально создаваемом временном складе, расположенном на вышележащем горизонте. По мере увеличения глубины карьера и уменьшения фронта работ доля объемов горной массы, разрабатываемой с помощью комбинированного транспорта, постепенно увеличивается, достигая к концу отработки карьера 100%.

С увеличением объемов может быть осуществлен переход на непосредственную перегрузку горной массы из автосамосвалов в думпкеры с созданием стационарного перегрузочного пункта.

Такой переход от железнодорожного к комбинированному автомобильно-железнодорожному транспорту был осуществлен на Баженовских асбестовых карьерах, на Соколовском и Сарбайском карьерах ССГОКа, на карьерах Гороблагодатского и Высокотского рудоуправлений и ряде других.

На карьерах с чисто или преимущественно автомобильным транспортом переход на комбинированный транспорт необходимо осуществлять в случае значительного увеличения объемов перевозок и дальности транспортирования.

Расчеты показывают, что при современной оснащенности карьеров эксплуатация автосамосвалов на расстояниях свыше 2,5—3 км не экономична. В частности, многолетний опыт Михайловского железнорудного комбината показал нецелесообразность транспортировки руды автосамосвалами на расстояние около 7,5 км. В настоящее время здесь осуществляется переход на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт для доставки руды на фабрику.

При проектировании новых карьеров возможности расширения области применения таятся в более детальном рассмотрении динамики развития рабочей зоны. Дело в том, что сравнение вариантов для отдельных статических положений, в частности, на сдачу карьера в эксплуатацию, на освоение проектной мощности, на расчетный год и т. д., не дает возможности выявить преимущества и недостатки различных видов транспорта. Анализ же переходных периодов от одного статического положения рабочей зоны карьера к другому позволяет дать дифференцированную оценку различных видов транспорта на разных этапах развития карьера и установить для них наивыгоднейшие параметры. Может оказаться, что для одного и того же карьера в течение отработки целесообразен неоднократный переход от одного вида транспорта к другому или к комбинации нескольких видов транспорта.

Опыт действующих отечественных и зарубежных карьеров, изучение проектных материалов и проведенные научно-исследовательские работы позволяют выделить следующие наиболее благоприятные условия для применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.

1. Верхние горизонты нагорной части месторождений, на которые (по рельефу) прямой железнодорожный заезд невоз-

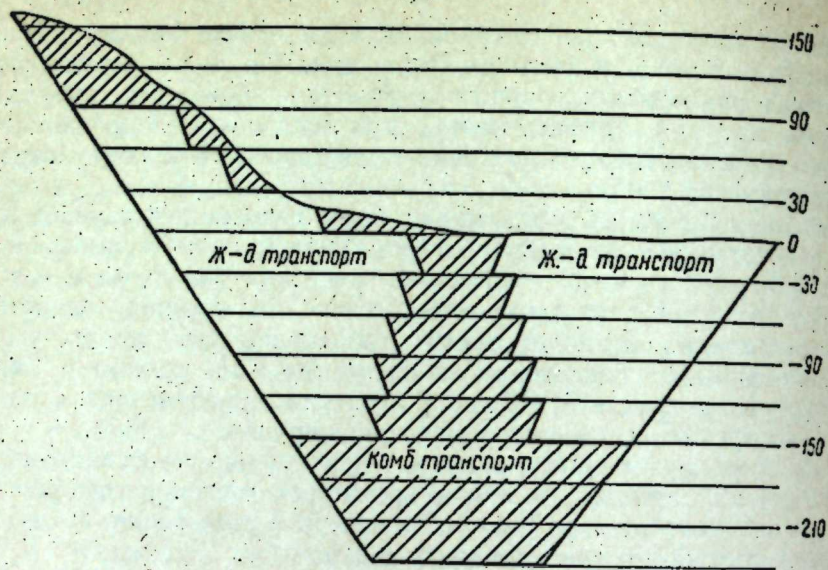


Рис. 85. Целесообразные для применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта зоны карьера (заштрихованы).

можен и требуется устройство тупиковых заездов по рабочим уступам. В этих случаях перегрузочные пункты устраивают на одном из нижележащих горизонтов, или на границе карьера вне его контура.

2. Карьеры с небольшими пространственными размерами в плане при значительных расстояниях доставки полезного ископаемого по поверхности. В этом случае перегрузка осуществляется на поверхности вблизи контура.

3. Крупные карьеры с интенсивным развитием горных работ в глубину. Комбинированный транспорт используется для вскрытия и подготовки новых горизонтов. Перегрузочный пункт устраивают на одном из рабочих горизонтов при временной его консервации.

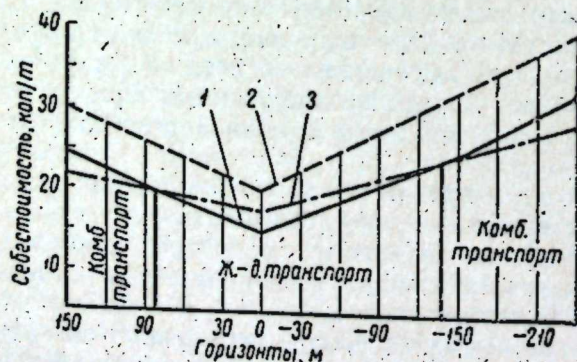


Рис. 86. Себестоимость погрузочно-транспортных работ при различных видах карьерного транспорта:
1 — железнодорожном; 2 — железнодорожном при вскрытии и подготовке новых горизонтов; 3 — автомобильно-железнодорожном.

4. Карьеры, разрабатывающие месторождения со сложным составом руд различных сортов. Комбинированный транспорт позволяет организовать селективную разработку руд различных сортов, их раздельное складирование, необходимое усреднение на перегрузочном складе в карьере, а также обеспечить равномерную и бесперебойную поставку на фабрику в нужных объемах и заданного качества.

5. Нижние горизонты карьеров с железнодорожным транспортом при глубине более 150—200 м.

Схематически наиболее целесообразные для применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта зоны карьера смешанного типа приведены на рис. 85. На рис. 86 приведены показатели себестоимости погрузочно-транспортных работ при различных видах транспорта. Расчеты выполнены применительно к условиям Качканарского горно-обогатительного комбината. При конкретном проектировании рациональные границы применения различных видов транспорта в динамике развития горных работ должны устанавливаться технико-экономическим сравнением.

Особенности технологического процесса на карьерах с комбинированным транспортом

Особенности эксплуатации автомобильного и железнодорожного транспорта при работе в комбинации.

Специфика работы любого вида транспорта на горнодобывающих предприятиях такова, что условия эксплуатации подвижного состава в течение каждого рейса непрерывно меняются. Если рассматривать отдельно составные части транспортного процесса, то необходимо отметить, что наиболее продолжительными по времени являются погрузка и ее ожидание в забое и следование по внутрикарьерным дорогам и путям. Это объясняется зависимостью работы транспорта от производительности и организации работы погрузочного оборудования и состояния внутрикарьерных транспортных коммуникаций.

Использование автомобильного и железнодорожного транспорта в комбинации имеет целью создать более благоприятные условия для работы железнодорожного звена.

При этом условия работы автомобильного транспорта несколько ухудшаются по сравнению с обычными, однако достигается такое улучшение условий для работы железнодорожного транспорта, которое обеспечивает достижение высоких технико-экономических показателей комбинированного транспорта в целом.

При этом условия работы сборочного автомобильного тран-

спорта значительно усложняются из-за того, что на участке экскаватор — перегрузочный пункт, т. е. на коротком плече откатки (0,5—1,5 км) значителен удельный вес забойных автодорог и участков с крутыми уклонами, малыми радиусами поворота в забое и на серпантинах. Стесненность, плохое качество забойных автодорог обуславливают низкие скорости движения, переменный режим работы двигателя. Проведенные в ИГД МЧМ СССР экспериментальные исследования работы автосамосвалов БелАЗ-540 и МАЗ-525 показывают, что скорость движения груженого МАЗ-525 по неровным дорогам находится в пределах 7,0—9,5 км/ч, а БелАЗ-540 — более лишь на 8%. На забойных дорогах скорость автосамосвалов ограничивают не динамические свойства машины, а качество дорожного покрытия. Этот фактор во многом определяет эффективность работы сборочного автотранспорта, так как доля забойных автодорог в расстоянии транспортирования может достигать 60% и более.

В работе сборочного транспорта важна маневренность автомашин, так как маневровые операции в забое, на экскаваторном перегрузочном пункте или эстакаде занимают значительную часть времени рейса. На Сибайском карьере при расстоянии транспортирования 0,8 км маневры на перегрузочном пункте занимают 12—14% времени цикла. На Сарбайском карьере при расстоянии перевозок 1 км эта доля составляет 10%. Маневровые характеристики автосамосвалов необходимо учитывать при трассировании карьерных автодорог. Радиусы закруглений серпантин должны обеспечивать сохранение достигнутых скоростей движения машин. При работе на коротком плече резко снижается время полезного использования транспортного цикла.

Проведенные экспериментальные исследования позволили также установить, что при работе автосамосвалов в качестве сборочного транспорта наблюдается повышенный на 25—40% расход горюче-смазочных материалов.

В то же время условия эксплуатации железнодорожного транспорта при работе его в комбинации с автомобильным значительно улучшаются. Это происходит в основном за счет:

повышения скорости движения поездов в связи с ликвидацией передвижных забойных путей и упрощения схемы транспортных коммуникаций;

сокращения времени погрузки составов на перегрузочном пункте по сравнению с забоем;

сокращения времени обмена поездов вследствие приближения пунктов обмена к месту погрузки состава в карьере;

увеличения объема перевозок при сокращении суммарной протяженности железнодорожных путей и средств подвижного состава;

снижения простоев электровозосоставов и экскаваторов.

Наиболее существенным элементом в изменении условий работы железнодорожного транспорта является значительное

уменьшение или полная ликвидация передвижных путей в карьере. В настоящее время на карьерах для звеньевой перекладки путей применяются, в основном, железнодорожные краны с вылетом стрелы 10—14 м, в то время как шаг переноса путей достигает 15—22 м, что приводит к необходимости многократной перекладки. На передвижных путях занято 80—90% всех путевых работ, в то время как по протяженности они составляют около 40—50% всех путей. Стоимость переноса 1 км пути на ССГОКе составляет 1,55 тыс. руб., а всего годового содержания 3,1 тыс. руб.

При переходе на тяговые агрегаты EL=10 и думпкары типа ВС-180 нагрузка на ось возрастет до 30 т при интервале между поездами 8—10 мин. В этих условиях необходима укладка рельсов типа Р-65 на железобетонных шпалах, что значительно усложнит передвижку путей. Исключение внутрикарьерных передвижных путей позволит в 2—3 раза сократить количество трудящихся на путевых работах и в несколько раз уменьшить потребность в средствах механизации.

Это приведет к резкому снижению сходов, так как в настоящее время 60% сходов приходится на передвижные пути в карьере, 30% — на отвалы и лишь 5% — на постоянные пути.

Основное сопротивление движению, определенное экспериментально на ССГОКе, составляет:

	Груженный состав	Порожний состав
На постоянных путях	2,85	5,35
На передвижных путях	6,65—9,95	6,85—10,6

При этом скорость движения на передвижных путях в 1,5—2 раза ниже, чем на постоянных. Все это приводит к тому, что время оборота состава при комбинированном транспорте на 35—40% ниже при тех же расстояниях перевозки горной массы.

Таким образом, переход на комбинированный транспорт — это не механическое соединение последовательно работающих автомобильного и железнодорожного видов транспорта посредством перегрузочного пункта, а качественно новый вид транспорта, создающий принципиально новые условия работы для каждого звена.

Расчеты параметров автомобильного и железнодорожного транспорта в комбинации приведены в главе IV.

Изменение условий работы экскаваторов и повышение их производительности при комбинированном транспорте

Эффективность работы того или иного вида транспорта в значительной мере определяется, помимо показателей собственно транспортного процесса, его влиянием на работу смежных звеньев технологического процесса и в первую очередь экскаваторов.

Принято считать, что производительность экскаваторов при автомобильном транспорте на 10—15% выше, чем при железнодорожном. В частности, институт Гипроруда рекомендует при определении сменной производительности экскаватора принимать коэффициент использования сменного времени при железнодорожном транспорте 0,57, при автотранспорте 0,63. Предусматривается снижение производительности экскаваторов при проходке траншей железнодорожным транспортом на 30%, автотранспортом на 15%.

Средние показатели производительности экскаваторов по действующим карьерам подтверждают эти данные. Однако анализ фактических показателей работы экскаваторов по многим карьерам Урала и Казахстана показал, что средних данных для оценки эффективности различных видов транспорта недостаточно. В частности, при железнодорожном транспорте необходим дифференцированный подход к определению производительности экскаваторов при вскрытии и подготовке новых горизонтов, а также по мере их освоения. Установлено, что производительность экскаваторов на нижних горизонтах значительно ниже, чем на вышележащих, и еще в большей степени на верхних. Так, при глубине карьеров порядка 60—90 м производительность экскаваторов при железнодорожном транспорте на нижних горизонтах в 1,4—1,5 раза ниже, чем на верхних (рис. 87). Рассматривая горные работы в пространстве и времени, можно проследить, что на каждом отдельном горизонте карьера, разрабатываемого с помощью железнодорожного транспорта, они развиваются примерно в такой последовательности:

Рис. 87. Изменение производительности экскаватора ЭКГ-4 и ЭКГ-8 при погрузке горной массы в железнодорожный транспорт по горизонтам:
а — Коунрадский рудник; б — комбинат Ураласбест (Северное, Центральное и Южное рудоуправления).

1. Вскрытие горизонта, проходка выездной и разрезной траншей. Этому периоду свойственна наиболее низкая производительность экскаваторов, вызванная, в основном, большими про-

стоями в ожидании транспорта и сложными условиями погрузки составов в тупиковых забоях.

2. Расширение горизонта до размеров, обеспечивающих возможность ведения независимой разработки обоих бортов карьера во фронтальных забоях. В этот период производительность повышается на 15—25%, по сравнению с проходкой траншей, но еще не достигает уровня производительности на вышележащих горизонтах. Это объясняется тем, что в период подготовки горизонта к нормальной эксплуатации осуществляется укладка стационарных или долговременных съездов на вновь вскрытый горизонт, устройство разминочных пунктов, совершенствование организации движения поездов в связи с изменением схемы путевого развития, переход на кольцевую схему путей на горизонте и т. д.

3. Нормальная эксплуатация горно-транспортного оборудования на горизонте. В этот период производительность экскаваторов достигает наибольшей величины, постепенно стабилизируется и изменяется в дальнейшем в незначительных пределах под воздействием случайных факторов, а также в связи с совершенствованием подвижного состава, изменением качества взорванной горной массы и т. д.

Фактические данные о производительности экскаваторов по отдельным горизонтам многих рассмотренных карьеров подтверждают наличие определенной закономерности в изменении производительности экскаваторов по глубине карьера. Рассмотрим наиболее характерные примеры. На рис. 87 приведен график изменения производительности экскаваторов по горизонтам на Коунрадском руднике за несколько лет. Наглядно видно отличие производительности экскаваторов на нижних горизонтах по сравнению с верхними и ее рост на каждом горизонте по мере освоения.

На рис. 87 приведены аналогичные данные по комбинату

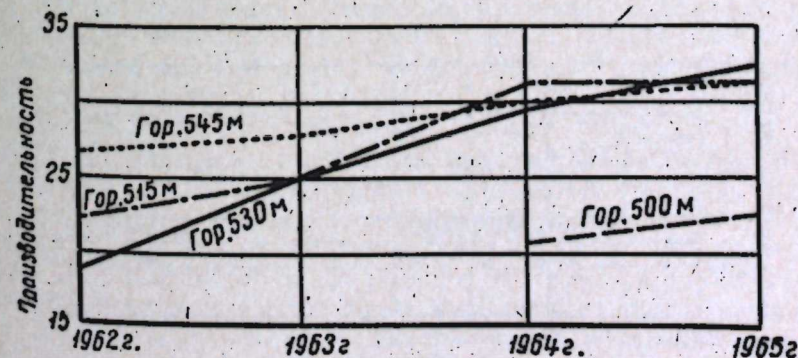


Рис. 88. Рост производительности экскаваторов при погрузке горной массы в железнодорожный транспорт по мере освоения новых горизонтов на Коунрадском руднике.

Урадабест за 1962 г. (позднее нижние горизонты были переведены на разработку с помощью автосамосвалов с последующей экскаваторной перегрузкой горной массы на железнодорожный транспорт на временных внутрикарьерных складах).

Рост производительности экскаваторов по мере освоения новых горизонтов хорошо иллюстрируется данными по Коунрадскому руднику (рис. 88). Анализ фактической производительности экскаваторов при работе на автотранспорт показывает, что аналогичной закономерности изменения по различным горизонтам не наблюдается. Более того, в отдельных случаях производительность экскаваторов на самых нижних горизонтах достигается даже более высокая, чем на вышележащих, что объясняется качеством руд и необходимостью форсированного вскрытия новых горизонтов.

На рис. 89 приведены данные о производительности экскаваторов на Центральном карьере Гороблагодатского рудоуправления. Несмотря на то, что железнодорожный транспорт работает только на верхних горизонтах, которые давно вскрыты, имеют в большинстве случаев независимые прямые заезды, некоторое изменение производительности экскаваторов — в подтверждение установленной для железнодорожного транспорта закономерности — наблюдается. В то же время на нижних горизонтах при работе на автомобильный транспорт производительность экскаваторов даже повышается. Производительность экскаватора ЭКГ-8 на нижних горизонтах карьеров ССГОКа при работе на железнодорожный транспорт такая же, как экскаватора ЭКГ-4 при работе на автомобильный транспорт (рис. 90).

Таким образом, переход на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт позволит резко повысить производительность экскаваторов на нижних горизонтах и, тем самым, обеспечить необходимую скорость понижения горных работ, а также улучшить технико-экономические показатели работы горнотранспортного оборудования. Что касается необходимости вторичной экскавации горной массы на внутрикарьерных пере-



Рис. 89. Производительность экскаваторов на Центральном карьере Гороблагодатского рудоуправления.

грузочных пунктах, то этот недостаток комбинированного транспорта компенсируется повышенной в два раза производительностью экскаваторов на внутрикарьерных складах руд и свя-

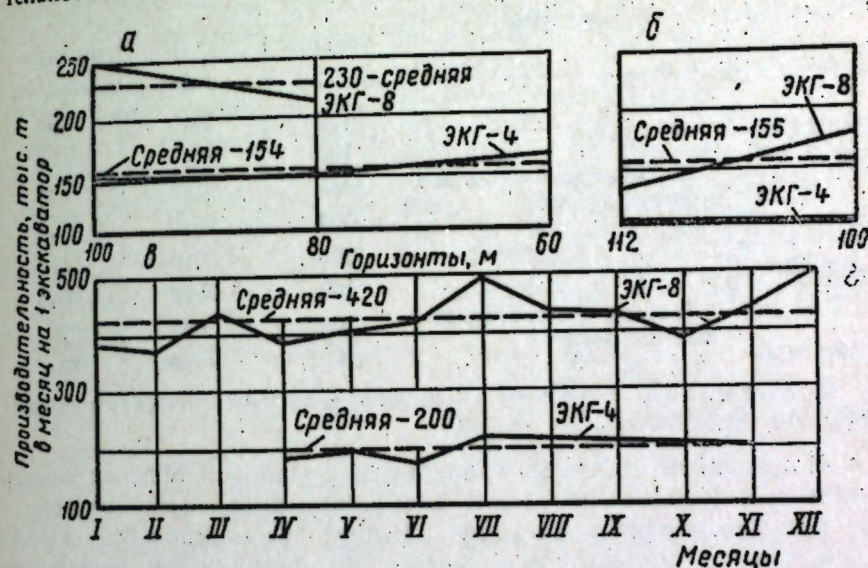


Рис. 90. Производительность экскаваторов на Сарбайском карьере при работе на автотранспорт (а), на железнодорожный транспорт (б), на внутрикарьерном складе (в).

занным с этим снижением простоев железнодорожных составов под погрузкой (см. рис. 90).

Влияние автомобильного звена и перегрузочного пункта на ритмичность технологического процесса добычи, транспортировки и переработки руд

Транспорт является связующим звеном между добычными экскаваторами в забое и приемными устройствами дробильно-сортировочных фабрик на поверхности. При железнодорожном транспорте равномерное снабжение фабрик рудой нужного качества в течение смены (суток) затруднено, особенно при наличии в забоях руд различных сортов. Проведение в карьере взрывных, путевых и других вспомогательных работ нарушает нормальный ритм работы как транспорта, так и экскаваторов и дробильно-обогащающего оборудования. На Коршуновском ГОКе, например, неплановые простои на железнодорожном транспорте за 1966 г. составили 19424 локомотиво-часа; по вине железнодорожного цеха — 2365, карьера — 12789 и фабрики — 4270. Вина карьера — это отсутствие забоя и отвала (7188 ч), ремонт экскаваторов (637 ч) и т. д.

Таблица 59. Простой электровозов и тепловозов, по данным Качканарского ГОКа за 1965 г.

Оборудование	Период времени	Простой		
		всего	из-за отказа фабрики	собственные
Электровозы	За год	9120	7880	1240
	В том числе максимальные (за август)	100	86,4	13,6
		2290	2190	100
Тепловозы	За год	1200	610	590
	В том числе максимальные (за август)	100	50,8	49,2
		308	232	76
		100	75,3	24,7

Примечание. В числителе — простой в локомотиво-часах; в знаменателе — то же в %.

Взаимосвязь простоев транспорта с работой обогатительной фабрики и необходимостью ее снабжения рудой нужного качества весьма показательна на примере Качканарского ГОКа. Несмотря на принимаемые меры при наличии жесткой связи между забоем и приемным устройством фабрики невозможно обеспечить в каждом составе требуемое качество руд. При значительных отклонениях качества руд в составах фабрика не допускает их к разгрузке, что приводит к простоям как самой фабрики, так и груженых составов (электровозов, тепловозов, думпкаров), а вследствие этого из-за отсутствия порожняка простаивают и экскаваторы в карьере. Это является одной из причин значительного падения производительности горнотранспортного и обогатительного оборудования.

Следует отметить, что, помимо неудовлетворительного качества руд в составах, простой транспорта вызываются также и причинами, зависящими от работы фабрики (табл. 59, рис. 91, 92).

Простой дробильной фабрики Качканарского ГОКа за 1965 г. из-за отказа от руды составили 20,3%, из-за отсутствия руды 36,7%, что в сумме дает более половины общих простоев фабрики.

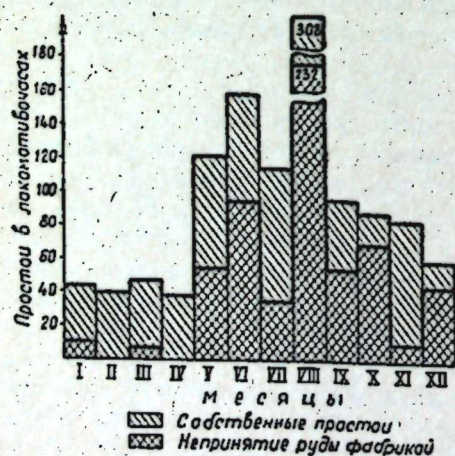


Рис. 91. Простой тепловозов на Качканарском ГОКе за 1965 г.

Простой обогатительной фабрики за 1965 г. из-за отсутствия руды составили 33% от общих простоев.

Промежуточный склад при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте позволяет создать относительную независимость работы карьера и дробильно-обогатительной фабрики.

Особенно большие преимущества комбинированный транспорт имеет с точки зрения селективной разработки и усреднения руд. Так, на Уфалейских карьерах для усреднения руд по основному компоненту и по шлакообразующим имеется несколько действующих добычных забоев: кремнистый, железистый, магниальный, кремнисто-железистый и т. д. Усреднение руд осуществляется регулированием количества добычи ее из отдельных забоев. Однако такое усреднение не отвечает требованиям металлургического передела и приводит к искусственному снижению производительности экскаваторов в отдельных забоях. Отклонение данных среднесуточных анализов по отдельным компонентам от среднемесячного нередко достигает 70—75%. Для лучшего усреднения руд на одном из карьеров перегрузочную эстакаду заменили прирельсовым складом руды с отсеками для различных сортов. Каждый отсек отсыпают одновременно по всей длине. В забое имеются слои различных сортов, что обеспечивает при погрузке необходимое усреднение. После устройства такого склада максимальные суточные отклонения по отдельным компонентам снизились до 35—40%, т. е. примерно в два раза.

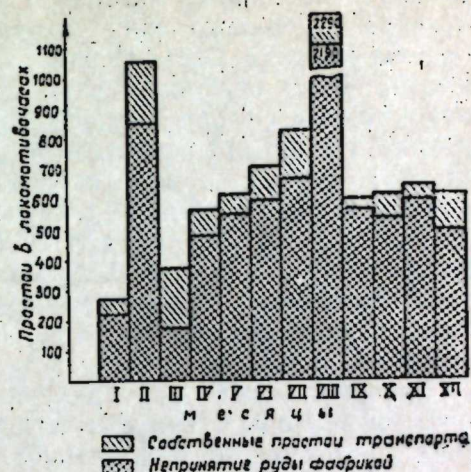


Рис. 92. Простой электровозов на Качканарском ГОКе за 1965 г.

Опыт применения и основные схемы комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта

Отечественный и зарубежный опыт применения на карьерах автомобильно-железнодорожного транспорта

Наибольшее распространение за рубежом комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт получил на карьерах США и стран Южной Америки. Встречается эта комбинация на

карьерах глубинного, нагорного и смешанного типа. К числу карьеров глубинного типа относятся, например, меднорудные карьеры Либерти (штат Невада, США) глубиной 200 м, Чуквикамата (Чили) глубиной 300 м. Среди карьеров нагорного типа железорудный Сьерра Боливар (Венесуэла) и меднорудный Токуэпала (Перу), расположенные в сильно гористой местности на высоте 500 м над окружающей местностью. К карьерам смешанного типа относятся меднорудные карьеры Лавендер (штат Аризона, США), Чино (штат Нью-Мексико, США), Трипп (штат Невада, США) и др. В этих карьерах часть рудной залежи и значительная часть вскрышных пород расположены на возвышенности, в то время как основные рудные запасы уходят в глубину.

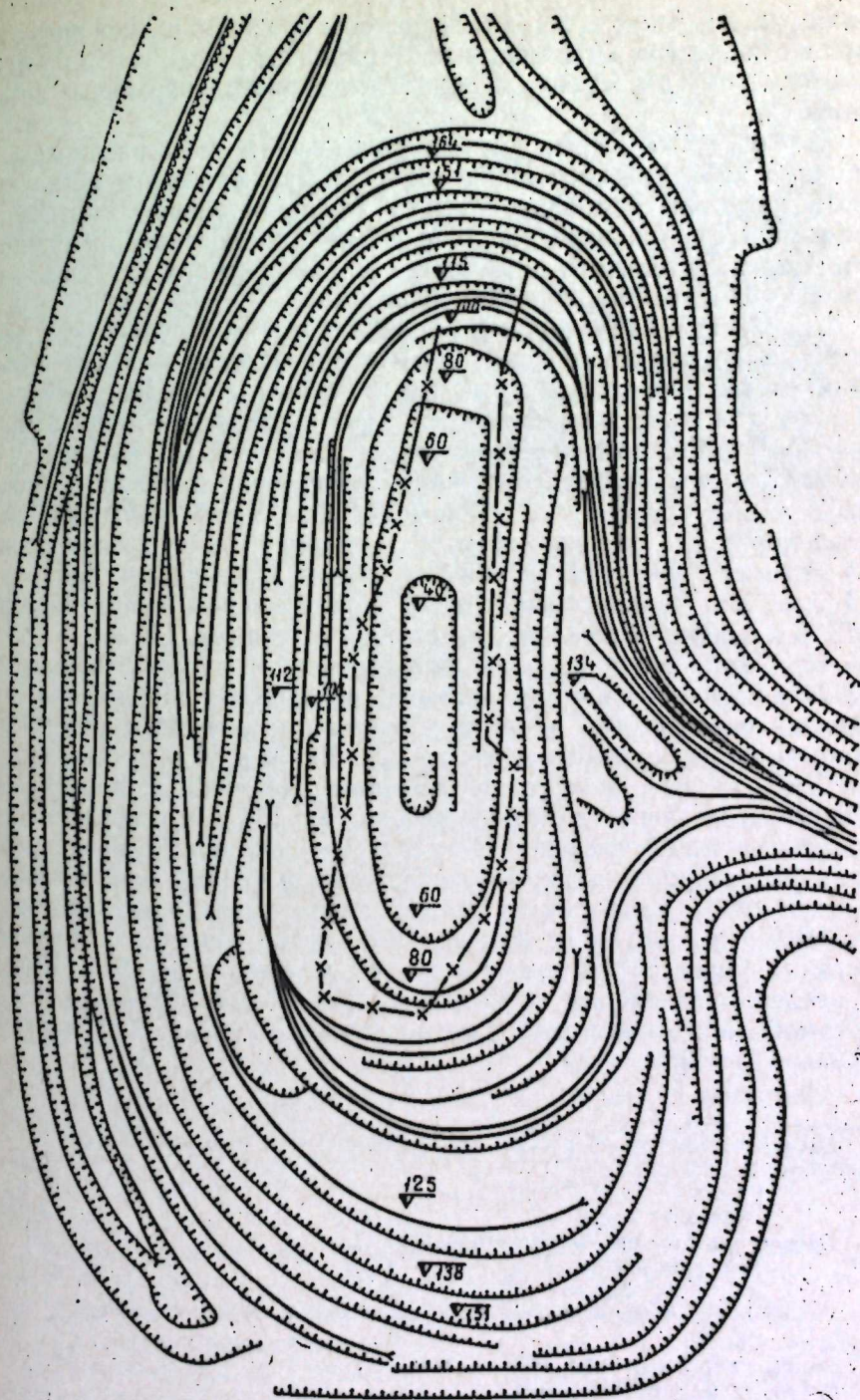
Причиной, вызвавшей применение комбинированного транспорта на карьере Чуквикамата, помимо сложных условий залегания и большой глубины разработок, было наличие во вскрышных породах включений окисленной руды, которая могла быть отработана только при помощи автомобильного транспорта. Использование автомобильного транспорта на верхних горизонтах позволило отказаться от укладки железнодорожных путей, что значительно снизило капитальные затраты и эксплуатационные расходы. На карьере Токуэпала применение автомобильного звена способствовало созданию постоянных 12-месячных запасов вскрытой руды, улучшению ее извлечения, выдачи из карьера руды требуемого качества, т. е. придало необходимую гибкость в разработке сложного месторождения нагорного типа.

В 1966 г. осуществлен переход на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт карьера Бингхем (США). Для обеспечения прямого выезда автосамосвалов из карьера вынута около 6,5 млн. м³ горной массы. Переход на автотранспорт в карьере позволил демонтировать 113 км железнодорожных путей и контактной сети.

На транспортировке руды из карьера используются автосамосвалы грузоподъемностью 65—110 т. С помощью автотранспорта отрабатываются 38 уступов в нагорной части карьера высотой свыше 400 м. Руда автосамосвалами отвозится по уклону 12% вниз на верхний горизонт железнодорожной откатки, откуда перегружается экскаватором в железнодорожные вагоны. Суточный объем перевозок комбинированным транспортом составляет 40 тыс. т. Нижние 18 уступов отрабатываются с помощью железнодорожного транспорта.

Применение комбинированного транспорта на карьере Либерти с достижением им значительной глубины было вызвано нецелесообразностью дальнейшего разноса бортов и значительного расширения карьера в плане, что было бы неизбежным при использовании железнодорожного транспорта.

Кроме перечисленных выше причин введения комбинированного транспорта на некоторых давно разрабатываемых карьерах,



таких как Чуквикамата, стало целесообразным и экономичным лишь с развитием автомобильного транспорта и выпуском в США совершенных и достаточно надежных в работе карьерных автомобилей.

В Советском Союзе комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт применяется на Центральном и Валуевском карьерах Гороблагодатского рудоуправления, Сибайском меднорудном карьере, на карьерах Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного комбината, Криворожского железорудного бассейна, комбината Ураласбест и др.

На Центральном карьере Гороблагодатского рудоуправления применение комбинированного транспорта было вызвано большим отставанием вскрышных работ, сужением рудного фронта и невозможностью дальнейшей углубки карьера с использованием железнодорожного транспорта. Для этого в 1956 г. на гор. 207 м был создан экскаваторный перегрузочный пункт. Комбинированный транспорт позволил ликвидировать тупиковые железнодорожные заезды, сократить ширину рабочих площадок на нижних горизонтах и снизить объем вскрышных работ на 13 млн. м³. Позднее был создан перегрузочный пункт на гор. 177 м, а в дальнейшем намечен перенос его на гор. 147 м.

На Сарбайском железорудном карьере вся руда в количестве 17 млн. т в год и часть скальных вскрышных пород с нижних горизонтов вывозятся комбинированным транспортом (рис. 93). Добыча руды осуществляется на гор. 80, 60 и 40 м экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-8 на автосамосвалы МАЗ-525 и БелАЗ-540. Перегрузочный пункт расположен на гор. 134 м в устье юго-восточной выездной траншеи. На перегрузочном пункте предусмотрено складирование богатых и бедных руд, а также пустых пород. Отгрузка со склада осуществляется экскаваторами ЭКГ-8 в составы из четырех 100-тонных думпкаров. Размер склада: длина 150 м, ширина 30—50 м, высота 8—10 м. Ниже приведены некоторые показатели работы комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на Сарбайском карьере за 1965 г.:

Общий объем горной массы, перевезенной с помощью комбинированного транспорта, млн. т	14,38
Руды	11,36
Скальной вскрыши	3,02
Среднее расстояние транспортирования, км	
автотранспортом	1,2
ж.-д. транспортом	6,46
Годовая производительность экскаватора ЭКГ-8 на перегрузочном пункте, млн. т	5,03
Время погрузки состава (400 т), мин	12—16
Время обмена состава, мин	5—8
Себестоимость 1 т км на железнодорожном транспорте, коп.	1,62
Количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на перегрузочном пункте	4—5

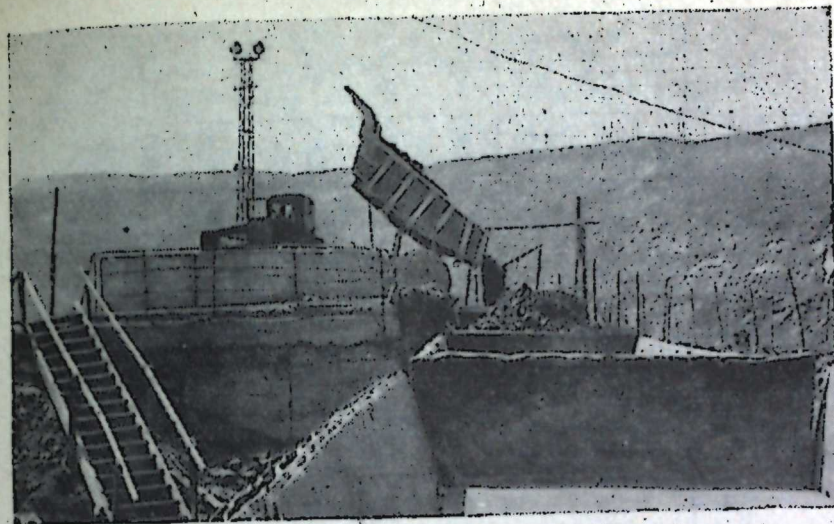


Рис. 94. Непосредственная перегрузка горной массы из автосамосвалов в думпкары на Сибайском карьере.

С 1963 гг. работает комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт на Сибайском карьере, причем перегрузка горной массы из автосамосвалов МАЗ-525 и БелАЗ-540 осуществляется непосредственно в думпкары (рис. 94). Внедрение комбинированного транспорта позволило сократить расстояние перевозок автотранспортом с 2,6 до 0,7 км. Состав из четырех 100-тонных думпкаров загружается за 8—12 мин (минимум 6 мин). Себестоимость перевозки 1 м³ горной массы снизилась на 24 коп., производительность автосамосвалов увеличилась в два раза, а железнодорожного транспорта на 45—50%. Себестоимость непосредственной перегрузки 1 м³ горной массы за 1965 г. составила 1,83 коп. Всего в 1966 г. перевезено комбинированным транспортом 2,35 млн. т горной массы.

Некоторый опыт применения комбинированного транспорта имеется и на Качканарском ГОКе. В пуско-наладочный период руда автотранспортом доставлялась из забоев до дробилки на южном борту Главного карьера и далее железнодорожным транспортом, что позволило начать разработку месторождения до ввода в эксплуатацию очереди крупного дробления на фабрике.

Эпизодически комбинированный транспорт применялся при отработке сложных для железнодорожного транспорта участков на гор. 265 м с перегрузкой на гор. 250 м при расстоянии доставки автосамосвалами около 700 м.

Отечественный и зарубежный опыт эксплуатации комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта (табл. 60) и проведенные научно-исследовательские работы позволяют отметить следующие его достоинства:

Таблица 60. Параметры комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на некоторых отечественных и зарубежных карьерах

Карьер	Тип карьера	Глубина карьера, м	Грузоподъемность автосамосвалов, т	Расстояние доставки автосамосвалами, м	Производительность автосамосвала, т/смену	Вид и место перегрузки	Производительность перегрузочного пункта, т/смену	Вид тяги на ж. д. транспорте	Полный вес поезда, т	Расстояние транспортирования ж. д. транспортом, км
Сарбайский	Глубинный	140	25; 27	1100—1200	650; 800	Экскаваторная в карьере	14000	Электровоз	400	6,5
Сибайский	Глубинный	150	25; 27	700—900	700; 900	Непосредственная в карьере	—	Электровоз	400	6,0
Левендер (США)	Смешанный	240	25	1050	1030	На борту карьера	12000	Тепловоз	1200	2,5
Сьера Боливер (Венесуэла)	Нагорный	150	35; 50	4000	1000	Непосредственная в карьере	13000	Транспорт общего пользования	—	145,0
Токуэпала (Перу)	Нагорный	220	25	1500	790	На дне карьера	15000	Тепловоз	1000	5,3
Чуквикангата (Чили)	Глубинный	300	18; 25; 30	1000	760	На поверхности	18000	Электровоз	600	0,8

1. Достигается высокая интенсификация работ, позволяющая развить высокую производительность карьера за счет концентрации экскаваторов на сравнительно малом фронте.
2. Обеспечивается ритмичная работа предприятия вследствие независимости каждого из видов транспорта, возможность устранения перебоев в поступлении руды из карьера и ликвидации простоев горно-транспортного оборудования из-за неполадок в работе обогатительной фабрики.
3. Сокращаются общие расстояния доставки горной массы из забоев до приемных устройств на поверхности.
4. Повышается производительность экскаваторов особенно при работе на нижних горизонтах карьеров.
5. Сокращается время оборота подвижного состава.
6. Сокращается объем путевых работ.

Основные технологические схемы автомобильно-железнодорожного транспорта

Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт обладает определенной гибкостью не только благодаря возможности использования достоинств и изменения параметров видов транспорта, входящих в комбинацию, но и вследствие разнообразия технологических схем в зависимости от горнотехнических условий разработки месторождений.

Основными признаками, определяющими отличие одной схемы автомобильно-железнодорожного транспорта от другой, являются способ и место перегрузки.

Классификация способов перегрузки горной массы при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте и условия их рационального применения приведены в табл. 61. В настоящее время получили распространение два основных способа: непосредственная перегрузка из автосамосвалов в думпкары и экскаваторная перегрузка.

Непосредственная перегрузка горной массы осуществляется с помощью специальных эстакад, создаваемых из сборных железобетонных конструкций, монолитного железобетона или деревянных брусев и металлических конструкций и предназначенных для создания необходимой разницы в отметках железнодорожного пути и площадки для маневров и разгрузки автосамосвалов. Основными достоинствами непосредственной перегрузки горной массы являются: большая производительность перегрузки, низкая стоимость перегрузочных работ, незначительные капитальные затраты на сооружение эстакады. К недостаткам следует отнести: трудность обеспечения непрерывности в работе перегрузочного пункта в связи с неравномерностью подачи составов под погрузку и случайным характером интенсивности потока автосамосвалов; сложность использования грузоподъем-

Таблица 61. Классификация способов перегрузки горной массы при автомобильно-железнодорожном транспорте и условия их рационального применения (по М. В. Васильеву)

Способ перегрузки	Тип перегрузочного устройства	Место расположения пунктов перегрузки			Характерные примеры применения
		на поверхности	на борту карьера	на рабочих горизонтах в карьере	
Экскаваторный	Склад открытого типа в виде насыпи	Небольшие карьеры в плане, наличие руд различных сортов, необходимость создания резервных запасов, а также перегрузка горной массы с нескольких близко расположенных карьеров	Большие размеры карьера в плане, наличие свободных площадей, необходимость создания многосекционных складов	Отработка нижних горизонтов, значительные объемы перевозок руд различных сортов	ССГОК; Ураласбест; ЦГОК
Непосредственный	Склад бункерного типа в выемках и полутраншеях	—	Относительно небольшие однородный состав руд	Однородный состав руд	Гороблагодатское и Высокогорское рудоуправления
	Откос уступа экскаваторного забоя в карьере	—	Небольшие объемы перевозок, отсутствие достаточных площадей на горизонтах, характер работы автомобильного транспорта	Небольшие объемы перевозок, отсутствие достаточных площадей на горизонтах, характер работы автомобильного транспорта	Кургашинский карьер; Ураласбест
Комбинированный	Стационарные перегрузочные площадки и эстакады	Небольшие карьеры в плане, отработка группы близко расположенных карьеров, однородный состав горной массы	Наличие в карьере концентрационных горизонтов, большие объемы перевозок вскрыши	—	ЦГОК; Валуевский карьер; Шеленский карьер
	Эстакады из сборно-разборных элементов	—	Небольшие объемы работ на отдельных горизонтах, высокий темп понижения горных работ, наличие достаточных размеров площадей	—	Сибайский и Кургашинский карьеры
Конвейерный	Эстакады и склады открытого типа с односторонним фронтом погрузки	Разработка месторождений со сложным составом руд, неравномерная работа одного из видов транспорта, а также большие объемы перевозок	Наличие достаточных размеров площадей, равномерность работы транспорта, наличие нескольких сортов руд	—	Бакальские карьеры

ности думпкаров из-за несоответствия кратности грузоподъемности автосамосвалов и вагонов; увеличение повреждений и износа вагонов при разгрузке крупногабаритных кусков руд и пород; сложность организации селективной разработки и усреднения руд; жесткая взаимозависимость всех звеньев технологического процесса от забоя в карьере до приемных устройств на поверхности.

Экскаваторная перегрузка горной массы осуществляется на специальных внутрикарьерных складах руд и пород или в забое экскаваторов, осуществляющих обычную разработку уступа на рабочем борту карьера. Достоинствами экскаваторной перегрузки горной массы являются: независимость работы подвижного состава сборочного (автомобильного) и магистрального (железнодорожного) транспорта; возможность раздельного складирования руд различных сортов и их усреднения; простота организации работ и возможность одновременной загрузки нескольких составов.

Основными недостатками экскаваторной перегрузки являются: потребность в значительных площадях для размещения складов большой емкости; необходимость содержания дополнительных экскаваторов; большая в сравнении с непосредственной перегрузкой стоимость перегрузочных работ.

Подробно вопросы устройства внутрикарьерных перегрузочных пунктов и технико-экономические показатели их работы рассмотрены проф. М. В. Васильевым. Остановимся лишь на принципиальных моментах выбора способа перегрузки с учетом динамики развития добычных и вскрышных работ в карьере. На карьерах нашли применение три основные разновидности экскаваторных перегрузочных пунктов:

а) перегрузочный пункт с устройством приямка для размещения выгружаемой из автосамосвалов горной массы (карьеры Гороблагодатского и Высокогорского рудоуправлений);

б) перегрузочный пункт с устройством насыпи из временно аккумулируемой горной массы, размещаемый на горизонтальной площадке в карьере (карьеры Соколовско-Сарбайского комбината, Донского рудоуправления, комбината Ураласбест, Сибайский карьер, Центральный карьер ЦГОКа);

в) перегрузочный пункт, размещаемый на откосе уступа, сложенного крепкими скальными породами (Кургашинский карьер, комбинат Ураласбест).

Первая разновидность перегрузочного пункта не требует дополнительного подъема горной массы автосамосвалами, однако может применяться лишь при небольших объемах перегрузки, так как необходима специальная траншея на уступе, ограниченная по глубине параметрами экскаватора. Перегрузочный пункт такого типа удобен для подъезда автосамосвалов и практически безопасен при их разгрузке.

Вторая разновидность экскаваторного перегрузочного пункта

та — наиболее характерная и применима при любых объемах перегрузки горной массы. Так на Соколовско-Сарбайском и Центральном Криворожском ГОКах перегружается вся рудная масса и часть скальных вскрышных пород. Важным достоинством этой схемы является возможность организации усреднения руд, создания нескольких пунктов погрузки составов при раздельном складировании богатых и бедных руд, а также пустых пород. Основным недостатком является использование значительных площадей под внутрикарьерный склад, а также «омертвление» части рудной массы.

Третья разновидность экскаваторных перегрузочных пунктов применяется при небольших объемах работ и комбинированным транспортом эпизодического характера их выполнения, применении автосамосвалов на нижних горизонтах в период их вскрытия и подготовки, при отсутствии достаточных рабочих площадок на уступах, а также в периоды переноса полустационарных перегрузочных пунктов других разновидностей.

Эстакадные перегрузочные пункты пока распространены на карьерах Советского Союза недостаточно широко. Они имеются лишь на Сибайском, Валуевском, Центральном Криворожском, Кургашиинканском, Шелеинском, Бакальских и Вальцовском карьерах. Наиболее совершенные перегрузочные эстакады сооружены на Сибайском, Кургашиинканском и Центральном Криворожском карьерах. Они выполнены из железобетонных блоков или монолитного железобетона.

На Центральном Криворожском карьере длина эстакады соответствует длине железнодорожного состава из пяти думпкар-ов ВС-83. Перегрузочная эстакада промышленного типа на Сибайском карьере рассчитана на одновременную погрузку двух думпкар-ов типа ВС-100. Она позволяет разместить для одновременной разгрузки 6 автосамосвалов МАЗ-525. Места установки автосамосвалов шириной 4,2 м разграничены железобетонными перегородками высотой 0,6 м.

При перегрузке скальных пород из автосамосвалов непосредственно в думпкары последние испытывают значительные динамические нагрузки, особенно верхняя и нижняя рамы. Проведенные в ИГД МЧМ СССР экспериментальные исследования позволили найти рациональную схему загрузки думпкар-ов, позволяющую добиться минимальных динамических напряжений. По этой схеме разгрузка автосамосвала в среднюю часть думпкара ведется в последнюю очередь. Перегрузка крупнокусковых скальных пород (размер куска более 800 мм) с эстакад вызывает повреждения кузова и не может быть рекомендована.

Сравнение непосредственной и экскаваторной перегрузки показывает, что затраты времени на погрузку думпкар-ов грузоподъемностью 50 и 100 т на эстакаде почти в два раза меньше, чем экскаватором ЭКГ-4 и равно времени погрузки ЭКГ-8. Про-

должительность погрузки думпкара ВС-100 экскаватором ЭКГ-8 на эстакаде составляет 4 мин. Фактическая себестоимость непосредственной перегрузки 1,1—1,2 коп., а экскаваторной 4—5 коп. на 1 т, т. е. примерно в четыре раза меньше.

По месту расположения перегрузочного пункта можно выделить три основные схемы.

1. Перегрузочный пункт расположен на поверхности в непосредственной близости от карьера. В этом случае разработка и перемещение горной массы внутри карьера осуществляется при помощи автомобильного транспорта. Данная схема применима только на карьерах, имеющих незначительную глубину (до 100—150 м) и небольших размеры в плане. Эта схема применяется также и на карьерах нагорного типа, только в этом случае перегрузочный пункт располагается у подошвы карьера. При данной схеме на автотранспорт падает большой объем перевозок, так как он выполняет функции сборочного и выдачного транспорта одновременно. Вследствие большого удельного веса составляющей автомобильного транспорта стоимость доставки руды довольно высока.

2. Перегрузочный пункт расположен на дне карьера или на нижних горизонтах. При этой схеме автомобильный транспорт используется преимущественно при отработке нижних уступов, а также при вскрытии и подготовке новых горизонтов. По мере понижения горных работ перегрузочный пункт переносится через каждые 2—3 уступа (один раз в 1,5—2 года), а вышележащие горизонты отрабатываются на железнодорожный транспорт. Наибольшее распространение эта схема получила на карьерах, имеющих достаточные размеры в плане, а также когда железнодорожный транспорт не обеспечивает необходимых темпов понижения горных работ или требуется селективная разработка руд сложного состава. Расстояние транспортирования автосамосвалами не превышает, как правило, 500—700 м, в то время как железнодорожный транспорт работает на плече до 8—10 км. Основной особенностью данной схемы является небольшой удельный вес автомобильного транспорта, занятого, главным образом, на подготовке новых горизонтов. Железнодорожным транспортом осуществляется вывозка горной массы на поверхность и доставка ее к приемным устройствам на поверхности.

3. Перегрузочный пункт расположен на борту карьера. При данной схеме автомобильный транспорт имеет более широкую сферу применения. Автомобили работают в качестве внутрикарьерного сборочного транспорта по доставке горной массы как с нижних горизонтов карьера, так и в зоне перегрузочного пункта. По мере развития горных работ перегрузочный пункт переносится, однако этот перенос осуществляется значительно реже, чем в предыдущей схеме (раз в 5—7 лет). Расстояния доставки автотранспортом составляют 1—1,5 км, уклоны автодорог 6—8%.

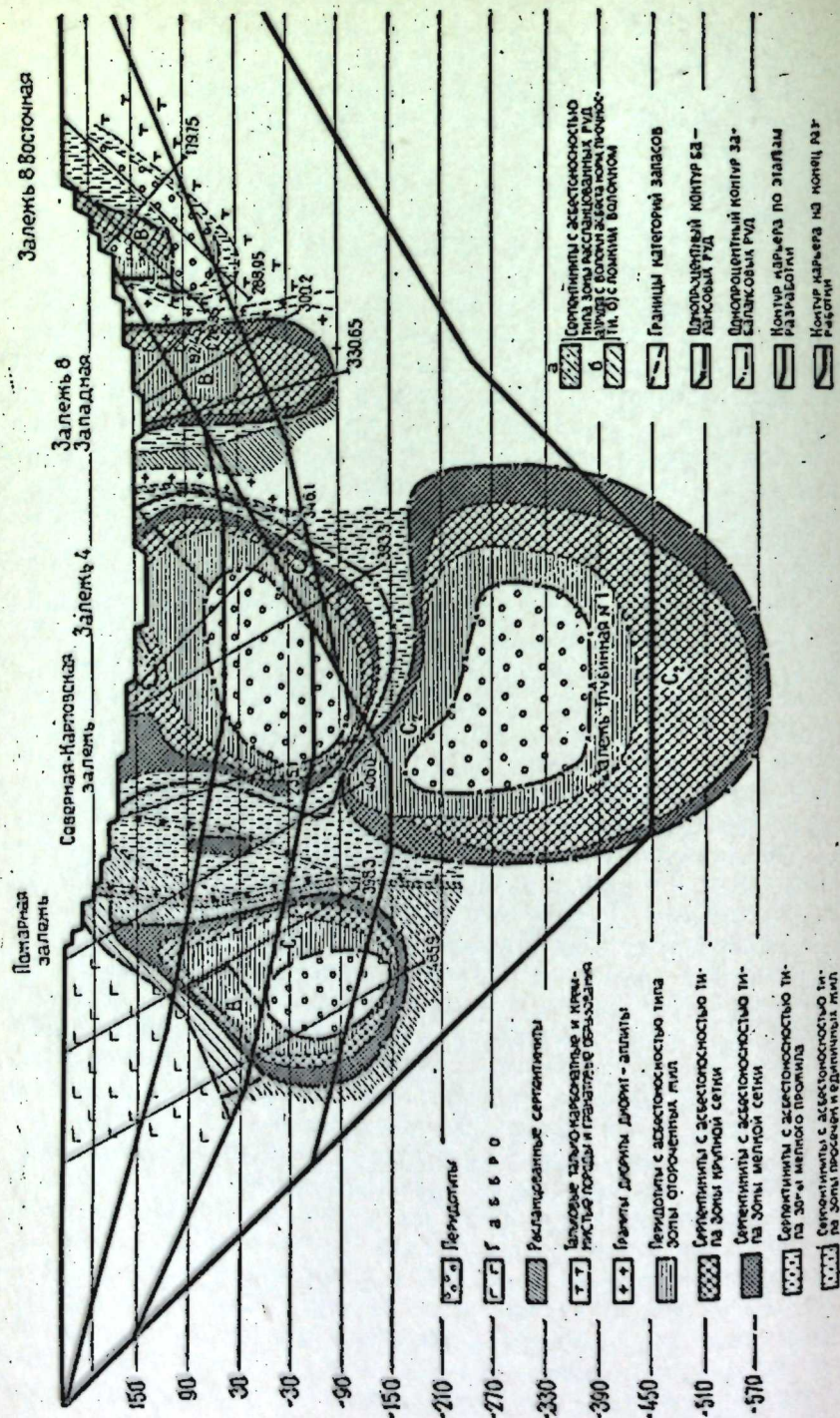


Рис. 95. Геологический разрез Баженовского месторождения апобста.

Влияние качественной характеристики и условий залегания полезного ископаемого на работу карьерного транспорта

Опыт эксплуатации отечественных карьеров показывает, что месторождений с однородным и равномерно распределенным в пространстве полезным ископаемым нет. Сложная геологическая и минералогическая характеристика особенно свойственна рудным месторождениям. Практически оказывается, что отдельные сорта руды требуют при переработке различные способы обогащения, что приводит к необходимости их раздельной выемки. В свою очередь, в рудах каждого сорта наблюдаются блоки с различным содержанием полезных компонентов, что вызывает необходимость усреднения для обеспечения ритмичности технологического процесса на обогатительной фабрике. Естественно, что все эти работы по селективной разработке и усреднению руд необходимо осуществлять, в основном, в карьере и главную роль в этом играет транспорт. Рассмотрим несколько характерных примеров взаимосвязи качественной характеристики руд и условий их залегания с выбором схемы технологического транспорта.

Комбинат Ураласбест. Баженовское месторождение хризотил-асбеста, разрабатываемое несколькими карьерами, представлено большим количеством (около 20) асбестоносных залежей, каждая из которых, в свою очередь, сложена двумя-тремя типами асбестоносности (рис. 95). Каждый тип асбестоносности имеет примерно одинаковую структуру, но различное содержание асбеста каждого из шести геологических сортов, выделяемых по длине асбестового волокна. Таким образом, в геологическом строении месторождения участвует огромное количество разновидностей руд, отличающихся друг от друга структурой, качеством и количеством асбестового волокна. Добытая в карьере руда перерабатывается на четырех обогатительных фабри-

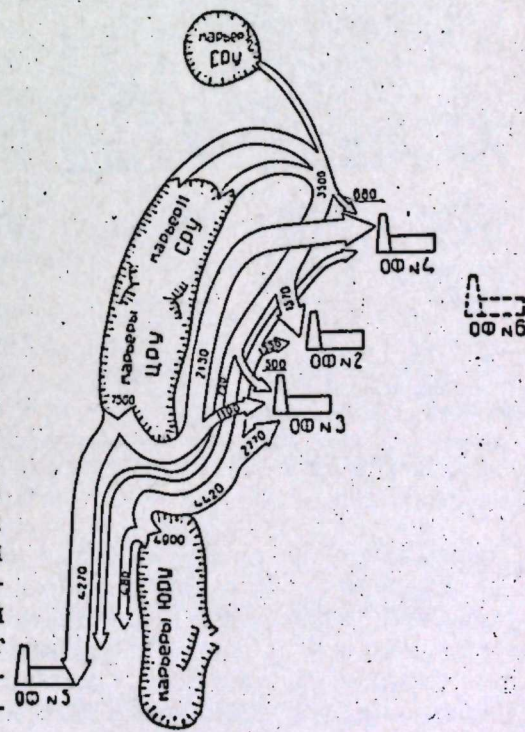


Рис. 96. Оптимальное распределение грузопотоков руды комбината Уралабест (объемы руды — в тыс. т).

ках, каждая из которых характеризуется своими технологическими показателями.

Проведенные Институтом горного дела МЧМ СССР совместно с институтом ВНИпроектасбест и Свердловским отделением

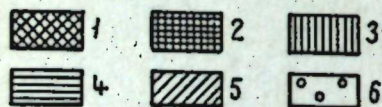
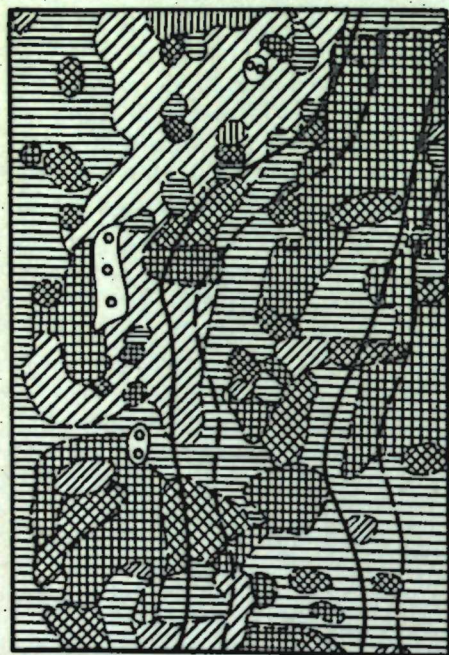


Рис. 97. Выкопировка из плана горных работ Соколовского карьера с качественной характеристикой руд:

1 — доменная; 2 — мартеновская; 3 — малосернистая; 4 — сернистая; 5 — бедная; 6 — безрудная зона.

ной экскаваторной перегрузкой руд на железнодорожный транспорт. Без применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта реализовать оптимальное распределение руд различных сортов и равномерное снабжение фабрик рудой постоянного качества практически невозможно.

Таким образом, применение комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на карьерах комбината Ураласбест позволяет осуществить селективную разработку руд, усреднение содержания асбеста в рудах, направляемых на каж-

математического института им. В. А. Стеклова исследования и расчеты на ЭЦВМ с помощью разработанной экономико-математической модели технологического процесса добычи, транспортировки и переработки руд показали, что оптимальное распределение руд различных залежей и типов рудности между обогатительными фабриками может давать ежегодный экономический эффект в сумме 5,2 млн. руб. по сравнению с запланированной схемой распределения. На рис. 96 приведена схема распределения грузопотоков руды, соответствующая оптимальному плану.

Согласно проекту на карьерах комбината Ураласбест до 1962 г. применялся только железнодорожный транспорт. Затем началось постепенное внедрение автомобильного транспорта для вскрытия и подготовки новых горизонтов, а затем и для селективной разработки руд на вышележащих горизонтах с внутрикарьер-

ную фабрику, стабилизировать технологический процесс и в результате оптимального использования сырья получить значительный экономический эффект.

Соколовско-Сарбайский ГОК. На рис. 97 приведена выкопировка из плана горных работ Соколовского карьера, на которой выделены участки различных сортов руд. Внутри каждого сорта содержание компонентов колеблется, поэтому требуется усреднение руд.

Наличие внутрикарьерного склада руд при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте позволяет организовать раздельное складирование руд, предназначенных для отгрузки на различные фабрики и осуществить их усреднение по содержанию железа и серы.

Аналогичные условия имеются и на других карьерах. Так, на Магнитогорском руднике имеются следующие промышленные типы руд:

	Содержание железа, %	Содержание серы, %
Богатые окисленные	Более 48	} Менее 0,3
Бедные окисленные	28—48	
Россыпные	28—48	} Более 0,3
Богатые сернистые	Более 46	
Бедные сернистые	26—46	

Основным требованием к поставляемым на фабрику рудам является однородность и постоянство содержания железа ($\pm 1,5\%$). Для выполнения этого требования на Магнитогорском руднике разработана сложная система планирования и оперативного управления, предусматривающая резервные экскаваторы и локомотивосоставы, что приводит к их непроизводительному использованию.

Естественно, что и при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте возникают определенные трудности в организации селективной разработки и усреднения руд. Однако в целом эти трудности значительно менее сложны и легче устранимы, чем при железнодорожном транспорте.

Методика учета качественной характеристики руд при выборе схем и оценке сравнительной эффективности различных видов карьерного транспорта рассмотрена дальше.

Расчет параметров комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта

Выбор основного горно-транспортного оборудования

В оборудовании, условия работы которого при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте иные, чем при других видах транспорта, входят экскаваторы в забоях, оборуду-

дование перегрузочных пунктов и средства подвижного состава сборочного автомобильного и магистрального железнодорожного транспорта. Отметим основные моменты, которые необходимо учитывать при выборе оборудования.

Что касается экскаваторов, то в забоях целесообразно использовать маневренные, надежные в работе экскаваторы с ковшами сравнительно небольшой емкости, а на погрузочных пунктах — экскаваторы с ковшами большой емкости, способные развить при погрузке хорошо подготовленной горной массы в железнодорожные составы высокую производительность. Использование в забоях экскаваторов с ковшом сравнительно небольшой емкости позволяет лучше организовать селективную разработку и усреднение руд, снизить простои из-за неподготовленности забоя или отсутствия транспорта, создать благоприятные условия для работы автосамосвалов. В свою очередь, на перегрузочном пункте имеются все условия для непрерывной высокопроизводительной работы экскаваторов с ковшом большой емкости.

При современном уровне развития горной техники наиболее рациональным при комбинированном транспорте является использование в забоях экскаваторов ЭКГ-4,6; ЭКГ-5, а на перегрузочных пунктах — ЭКГ-8. При оснащении карьеров более мощным горно-транспортным оборудованием экскаваторы ЭКГ-8 будут использоваться в забое, а ЭКГ-12,5 — на перегрузочном пункте.

В настоящее время нет специальных автосамосвалов для работы в качестве средств сборочного транспорта. А из имеющихся для работы с экскаваторами ЭКГ-4,6 могут быть использованы автосамосвалы БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т.

Как уже отмечалось в гл. II, § 1, наиболее благоприятные условия при комбинированном транспорте создаются для работы железнодорожного звена.

Условиям работы железнодорожного транспорта в комбинации с автомобильным наиболее полно удовлетворяют тяговые агрегаты переменного и постоянного тока, состоящие из электровагона управления и двух моторных думпкаров общим сцепным весом 360 т. При этом необходимость во втором питании за счет дизельной установки практически отпадает. В качестве вагонов целесообразно использовать думпкары типа ВС-105, ВС-140 и ВС-180, позволяющие осуществлять непосредственную перегрузку горной массы из автосамосвалов в думпкары. Общий полезный вес состава может достигать 1200—2000 т.

При решении вопросов рационального использования имеющегося на карьерах транспортного оборудования, а также правильного выбора типов подвижного состава для вновь проектируемых и строящихся карьеров необходим учет, с одной стороны, конкретных горнотехнических условий, с другой — эксплуатационно-технических показателей подвижного состава. Рассмотрим

методику выбора рациональных типов подвижного состава на примере автомобильного транспорта.

Успешное развитие прикладной математики и электронной вычислительной техники позволяет расширить круг учитываемых факторов, оказывающих влияние на правильный выбор рациональных условий применения различных типов автосамосвалов. Расчеты следует вести не на средние показатели дальности транспортирования и средние уклоны автодорог на карьерах, а с учетом полной характеристики условий работы автосамосвалов и их эксплуатационно-технических показателей на всех участках работы.

Для получения эксплуатационно-технических характеристик автосамосвалов при работе в различных условиях необходимы экспериментальные исследования режимов движения, статических и динамических нагрузок при движении, погрузке и разгрузке. При этом необходимо выделить два основных случая: 1) составление оптимального плана использования имеющегося парка автосамосвалов на действующих карьерах; 2) выбор рациональных типов автосамосвалов для вновь проектируемых или строящихся карьеров. Такое разделение вызвано тем, что в обоих случаях необходима своя математическая модель для расчета, причем различны также и критерии оптимальности при оценке различных типов автосамосвалов и вариантов их использования. Рассмотрим постановку задачи, построения математической модели, а также анализ исходных данных и результатов решения для каждого из отмеченных выше случаев.

Составление оптимального плана использования имеющегося парка автосамосвалов. На большинстве рудных карьеров с автомобильным транспортом работают автосамосвалы грузоподъемностью 10,25 и 27 т. Условия могут быть самыми разнообразными: погрузка в забоях осуществляется экскаваторами с ковшами различной емкости, разнообразны расстояния транспортирования и профиль автодорог на участках; в отдельные смены число одновременно работающих экскаваторов и автосамосвалов также меняется.

Необходимо найти такое распределение автосамосвалов различных марок по участкам работы, при котором все забои одинаково были бы обеспечены транспортом, а суммарная производительность имеющегося парка автосамосвалов достигала максимума.

Для решения данной задачи можно воспользоваться методами линейного программирования, в частности, методом разрывов. Математическая формулировка задачи оптимального распределения автосамосвалов по участкам работы выглядит следующим образом:

при условиях

$$x_{kl} \geq 0; \quad \sum_{l=1}^n x_{kl} = 1$$

(1/4)

$$\frac{\sum_{k=1}^m x_{k1} Q_{k1}}{P_1^3} = \dots = \frac{\sum_{k=1}^m x_{kj} Q_{kj}}{P_j^3} = \dots = \frac{\sum_{k=1}^m x_{kn} Q_{kn}}{P_n^3} \quad (2/4)$$

Необходимо найти значения x_{kj} , при которых целевое уравнение

$$\sum_{k=1}^m \sum_{j=1}^n x_{kj} Q_{kj} N = \max \quad (3/4)$$

обратится в максимум.

Здесь x_{kj} — доля использования автосамосвалов k -го типа на j -м участке;

Q_{kj} — производительность автосамосвала k -го типа при работе на j -м участке, $m/ч$;

P_j^3 — производительность экскаватора на j -м участке, $m/ч$;

N_k — число автосамосвалов k -го типа.

Обычно вместо производительности экскаваторов принимают удельный вес j -го участка в общем объеме добычи горной массы по рассматриваемой группе участков. В рассматриваемой задаче на каждом участке работает один экскаватор, в связи с чем доля объемов работ по участкам прямо пропорциональна производительности экскаваторов. Производительность автосамосвалов может быть рассчитана по формуле

$$Q_{kj} = \frac{q_k}{P_j^3} \left(\frac{1}{v_k^{г.г}} + \frac{1}{v_k^{г.п}} \right) + \sum \frac{l_{ji}}{v_{ki}} + \frac{\sum l_{ji}}{v_{k(-i)}} + t_k^{раз} + t_k^M \quad (4/4)$$

где q_k — грузоподъемность автосамосвала k -го типа, m ;

l_j^r — суммарная длина горизонтальных участков пути в карьере, $км$;

l_{ji} — то же с уклоном i , $км$;

$v_k^{г.г}$ — скорость движения груженого автосамосвала k -го типа по горизонтальному пути в карьере, $км/ч$;

$v_k^{г.п}$ — то же порожнего автосамосвала, $км/ч$;

v_{ki} — то же груженого на подъем с i -ым уклоном, $км/ч$;

$v_{k(-i)}$ — то же порожнего на спуске, $км/ч$;

$t_k^{раз}$ — время разгрузки k -го автосамосвала на перегрузочном пункте с учетом заезда к месту разгрузки, $ч$;

t_k^M — время маневров k -го автосамосвала в течение рейса, $ч$.

При расчетах с помощью предлагаемой методики можно определить наиболее рациональные условия использования не только для автосамосвалов различной грузоподъемности, но и различного технического состояния, различной изношенности.

Подобная задача была решена на ЭЦВМ следующим образом. Сначала была составлена программа для расчета на ЭЦВМ исходной матрицы значений $Q_{kj} = \frac{Q_{kj} N_k}{P_j^3}$. Далее для определе-

ния значений x_{kj} был использован алгоритм решения задачи линейного программирования методом разрешающих множителей. Оказалось, во-первых, что не всегда подтверждается общепринятое представление о том, что чем больше грузоподъемность автосамосвалов, тем на большем расстоянии транспортирования их целесообразно использовать. Более важным для определения расстояния является скорость. Во-вторых, автосамосвалы, оборудованные старыми, изношенными двигателями, целесообразно использовать на тех участках, где отсутствуют крутые подъемы, а общее расстояние транспортирования невелико.

Выбор рациональных типов автосамосвалов для проектируемых или строящихся карьеров. В данном случае приведенная выше методика не применима. Это объясняется тем, что достигаемый при решении той задачи максимум производительности практически соответствует минимальной себестоимости перевозки 1 т горной массы в среднем на всех участках. В то же время себестоимость на участках не одинакова для каждого из рассматриваемых типов автосамосвалов.

В связи с этим при выборе наилучшего варианта оснащения вновь строящегося или проектируемого карьера средствами автомобильного транспорта критерием оптимальности должна быть минимальная себестоимость добычи и транспортирования горной массы при условии обязательного выполнения планируемого объема горных работ. В этом случае будет много вариантов решения задачи и она также может быть решена с помощью электронно-вычислительной техники.

Поэтому для выбора наиболее эффективных типов автосамосвалов необходим дифференцированный подход к каждому из участков работы в карьере.

Для определения себестоимости транспортирования 1 т горной массы в зависимости от типа автосамосвала и горнотехнических условий при комбинированном транспорте может быть использована формула

$$C_{kj} = \frac{G_j^{сут} K'' A_k \left[\frac{q_k}{q_j^3} t'' + l_j^r \left(\frac{1}{v_k^{г.г}} + \frac{1}{v_k^{г.п}} \right) + \frac{H_j K_j^{тр}}{1000 l} \left(\frac{1}{v_{ki}} + \frac{1}{v_{k(-i)}} \right) + t_k^{раз} + t_k^M \right]}{Q_j^{тр} t'' q_k^3 \sigma_k^T} \text{ руб/т}, \quad (5/4)$$

где C_{kj} — себестоимость транспортирования 1 т горной массы на j -м участке k -м типом автосамосвала, $руб/т$;

$G_j^{сут}$ — суточная производительность j -го участка, m ;

K'' — коэффициент неравномерности погрузки;

A_k — годовые затраты на содержание и эксплуатацию одного автосамосвала k -го типа, $руб$;

q_j^3 — вес руды (породы) в ковше экскаватора, m ;

t'' — продолжительность цикла экскаватора, $ч$;

Q_j — годовая производительность j -го участка, m ;
 $T_{\text{сут}}$ — число часов работы автосамосвала в сутки, $ч$;
 σ_k^T — коэффициент технической готовности парка автосамосвалов k -го типа.

Большинство входящих в формулу (5/4) величин может быть получено на основании планов горных работ при составлении проекта разработки месторождения. Данные по рассматриваемым типам автосамосвалов принимаются на основании эксплуатационно-технических характеристик, полученных в результате экспериментальных исследований в условиях действующих карьеров.

Для определения скорости движения автосамосвалов в зависимости от уклона автодорог может быть использована формула

$$v_i = \frac{\sqrt{(0,37i)^2 + 4kN^{ab} \eta^T \eta^{kb} - 3,7i}}{2k}, \quad (6/4)$$

где k — фактор сопротивления выбега, $л.с. \cdot ч^2 / ткм^2$;
 N^{ab} — удельная мощность двигателя на 1 m полного веса автосамосвала, $л.с.$;

η^T — к. п. д. трансмиссии автомобиля;

η^{kb} — к. п. д. ведущего колеса.

Порядок выбора на ЭЦВМ типов автосамосвалов, при эксплуатации которых достигается минимум себестоимости перевозки 1 t горной массы, следующий.

Определяется оптимальный уклон автодороги на каждом из участков и для каждого типа автосамосвалов, соответствующий минимуму себестоимости перевозки 1 t горной массы. В запоминающем устройстве электронной машины фиксируются величины оптимальных уклонов автодорог для всех типов автосамосвалов и соответствующие им себестоимости. Затем для каждого участка выбирается тот тип автосамосвала, которому соответствует минимальная себестоимость.

В результате решения электронная машина указывает для каждого участка наивыгоднейший тип автосамосвала, уклон автодорог и соответствующую им себестоимость перевозки 1 t горной массы. Однако может оказаться, что на каждом из участков целесообразнее использовать свой, отличный от других тип автосамосвалов, что может привести к необходимости иметь в автохозяйстве большое разнообразие марок автосамосвалов и усложняет их содержание и обслуживание.

В связи с этим заранее должно быть оговорено, что число различных типов автосамосвалов не должно быть больше, допустим, двух или трех. В этом случае с помощью методов линейного программирования находят оптимальный вариант разделения всех участков на группы, обслуживаемые одним типом автосамосвалов, причем критерием оптимальности служит минимум затрат на транспортирование суммарного объема горной массы для каждой группы.

Расчет параметров железнодорожного звена комбинированного транспорта

При экскаваторной перегрузке горной массы расчет параметров, входящих в комбинацию видов транспорта, за исключением выбора места расположения перегрузочного пункта, может с небольшими допущениями производиться независимо один от другого.

Выбор типа автосамосвалов и расчет их количества производится по приведенной выше методике. При расчетах параметров железнодорожного транспорта, работающего в комбинации с автомобильным, главное место занимает определение оптимального веса поезда и руководящего уклона железнодорожных путей.

Интенсивность движения поездов на участке перегрузочный пункт — пункт разгрузки зависит от суточного объема перевозок и веса состава. Принятый вес состава определяет необходимое число вагонов, локомотивов, их производительность и себестоимость перевозок. В связи с тем, что расходы по подвижному составу составляют 60—70% всех расходов по железнодорожному транспорту, правильный выбор веса поезда и уклона путей оказывает большое влияние на себестоимость перевозок.

Рассмотрим порядок расчета руководящего уклона и веса поезда применительно к экскаваторному перегрузочному пункту, расположенному в карьере. По техническим возможностям определение веса поезда в зависимости от руководящего уклона и наоборот не представляет трудности, так как имеются формулы тяговых расчетов. В частности, вес прицепной части поезда можно определить из условия равномерного движения по руководящему уклону по общеизвестной формуле

$$Q = \frac{F_k - P(\omega_0' + i_p)}{\omega_0' + i_p} m, \quad (7/4)$$

где F_k — касательная сила тяги локомотива, $кг$;

P — сцепной вес локомотива, m ;

ω_0', ω_0 — удельные сопротивления движению локомотива и вагонов, $кг/m$;

i_p — руководящий уклон.

Однако необходимо из большого числа возможных сочетаний веса поезда и руководящего уклона выбрать для конкретных условий те, которые будут соответствовать минимуму приведенных затрат.

Если обозначим суточный объем перевозок с перегрузочного пункта W_c , коэффициент неравномерности потока K_{Π} , а полезный вес состава Q_c , то потребное суточное количество составов, которое необходимо подать под погрузку,

$$N_c = \frac{W_c K_{\Pi}}{Q_c}. \quad (8/4)$$

Время оборота состава при комбинированном транспорте

$$T_{об} = t_{погр} + t_{дв} + nt_{раз} + t_{ож}, \text{ мин.} \quad (9/4)$$

Время погрузки $t_{погр}$ зависит от производительности экскаватора и может быть определено из выражения

$$t_{погр} = \frac{qt_{ц}n}{60eK_9\gamma}, \quad (10/4)$$

где q — грузоподъемность думпкара, m ;

$t_{ц}$ — время цикла экскаватора, $сек$;

n — число вагонов в составе;

e — емкость ковша экскаватора, m^3 ;

K_9 — коэффициент экскавации (отношение коэффициента наполнения к коэффициенту разрыхления);

γ — объемный вес горной массы, m/m^3 .

Время движения может быть определено как сумма времени, затрачиваемого на прохождение участков различного профиля и состояния пути в грузовом и порожняковом направлении.

$$t_{дв} = 60 \left[l_i \left(\frac{1}{v_{igr}} + \frac{1}{v_{ipor}} \right) + l_{пов} \left(\frac{1}{v_{гр}} + \frac{1}{v_{пор}} \right) + l_o \left(\frac{1}{v_{ogr}} + \frac{1}{v_{opor}} \right) \right] \text{ мин.}, \quad (11/4)$$

где l_i , $l_{пов}$, l_o — соответственно, длина участков пути с уклоном i , на поверхности и на отвале, $км$;

$v_{гр}$, $v_{пор}$ — скорость движения груженого и порожнего поезда на соответствующих участках трассы, $км/ч$.

При использовании электровозной тяги скорость движения состава на руководящем уклоне определяется по формуле

$$v_{igr} = \frac{367N_4K_n}{(\omega_0 + i_p)(P + q_6 \cdot n)} \text{ км/ч.}, \quad (12/4)$$

где N_4 — часовая мощность двигателей электровоза, $квт$;

K_n — коэффициент перегрузки (1,3—1,5);

q_6 — вес вагона брутто, $т$.

Время на разгрузку определяется, исходя из времени разгрузки одного вагона $t_{раз}$ и количества вагонов состава. Время на задержки $t_{ож}$ включает в себя суммарное время простоев в ожидании погрузки, разгрузки, приема и отправления в течение одного оборота состава и зависит от интенсивности движения и схемы путевого развития.

Если заменить скорости движения груженого и порожнего поездов по поверхности и на отвале средними скоростями движения, то формула для определения полного времени оборота состава примет вид:

$$T_{об} = \frac{qt_{ц}n}{60eK_9} + 60 \left[\frac{(\omega_0 + i_p)(P + q_6n)}{367N_4K_n} + \frac{1}{v_{ipor}} \right] + 120 \left(\frac{l_{пов}}{v_{пов}} + \frac{l_o}{v_o} \right) + nt_{раз} + t_{ож}, \text{ мин.} \quad (13/4)$$

Число рейсов одного локомотивосостава в сутки будет равно

$$r = \frac{T_c}{T_{об}}, \quad (14/4)$$

где T_c — чистое время работы локомотивосостава в сутки за вычетом регламентированных перерывов, $ч$.

Рабочий парк локомотивосоставов, обеспечивающий суточный грузооборот, будет равен

$$N_p = \frac{N_c}{r} = \frac{W_c K_n T_{об}}{Q_c T_o}. \quad (15/4)$$

Инвентарный парк локомотивосоставов с коэффициентом $K_{ин}$

$$N_{ин} = \frac{W_c K_n K_{ин}}{Q_c T_c} \left[\frac{qt_{ц}n}{60eK_{9j}} + \frac{60l_i(\omega_0 + i_p)(P + q_6n)}{367N_4K_n} + \frac{1}{v_{ipor}} \right] + 120 \left[\frac{l_{пов}}{v_{пов}} + \frac{l_o}{v_o} \right] + nt_{раз} + t_{ож}. \quad (16/4)$$

Формула (16/4) может быть использована для определения экономически целесообразного веса поезда. Для выбора наиболее выгодного веса поезда можно воспользоваться определением минимума расчетных затрат

$$C = KE + \Theta, \quad (17/4)$$

где K — суммарные капитальные затраты по вариантам;

E — коэффициент народнохозяйственной эффективности капитальных затрат;

Θ — суммарные эксплуатационные расходы по вариантам.

Капитальные затраты на приобретение локомотивов и вагонов составят, соответственно,

$$K_L = C_L N_{ин}, \quad (18/4)$$

$$K_B = C_B N_{ин} n, \quad (19/4)$$

где C_L и C_B — стоимость локомотива и думпкара, $руб$.

Прочие капитальные затраты, зависящие от типа и парка подвижного состава,

$$K_{пр} = C_{пр} N_{ин}, \quad (20/4)$$

где $C_{пр}$ — прочие капитальные затраты, отнесенные к одному локомотивосоставу.

Постоянная часть капитальных затрат при выборе веса состава и руководящего уклона может не учитываться, поэтому общие капитальные затраты определяются как

$$K = N_{ин} (C_L + C_B n + C_{пр}). \quad (21/4)$$

Годовые эксплуатационные расходы могут быть определены аналогично:

$$\Theta = N_{ин} (S_L + S_B n + S_{пр}). \quad (22/4)$$

Подставляя в формулу (17/4) выражения (16/4), (21/4), (22/4), получим

$$C = \frac{WK_{\Pi}K_{ин}}{Q_c T_c} \left[\frac{q t_{цп}}{60 K_{\Sigma} \gamma} + \frac{60 (\omega_0 + i_p) (P + q_0 n)}{367 N_{\Pi} K_{\Pi}} + \frac{60}{v_{I \text{ пор}}} + 120 \left(\frac{l_{пов}}{v_{пов}} + \frac{l_0}{v_0} \right) + n t_{раз} + t_{ож} \right] [K_{\Sigma} (C_{\Sigma} + C_{\Pi} n + C_{пр}) + S_{\Sigma} + S_{\Pi} n + S_{пр}] \text{ руб.} \quad (23/4)$$

В связи с тем, что при выборе веса состава и руководящего уклона во всех вариантах суточный объем перевозок остается одинаковым, сравнение вариантов может осуществляться с помощью расчетных затрат, отнесенных к 1 т горной массы.

При непосредственной перегрузке горной массы из автосамосвалов в думпкары для определения оптимального веса поезда можно воспользоваться формулами, предложенными проф. М. В. Васильевым и инж. С. Л. Фесенко. При расположении перегрузочного пункта на поверхности и ровном рельефе местности оптимальный вес состава определяется по формуле

$$Q_c = \sqrt{\frac{W_c K_{\Pi} (2l_{пов} + t_{ож} v_{ср}) [K_{\Sigma} (C_{\Sigma} + C_{пр}) + S_{\Sigma} + S_{пр}]}{v_{ср} (T_c + W_c K_{\Pi} t_{рт}) (K_{\Pi} C_{вт} + S_{вт})}} m. \quad (24/4)$$

Если пункт перегрузки находится в карьере или на поверхности, имеющей участки с руководящим уклоном, то оптимальный вес поезда определяется по формуле

$$Q_c = \sqrt{\frac{[K_{\Sigma} (C_{\Sigma} + C_{пр}) + S_{\Sigma} + S_{пр}] \left[\frac{l_{тр} + l_l}{v_{ср}} + \frac{l_l (\omega_0 + i_p)}{367 N} \right]}{(K_{\Sigma} C_{вт} + S_{вт}) \left[\frac{T_c}{W_c K_{\Pi}} + \frac{l_l (\omega_0 + i_p) K_{бр}}{367 N_{\Pi} K_{\Pi}} + t_{рт} \right]}} m, \quad (25/4)$$

где $l_{тр}$ — полное расстояние между пунктами перегрузки и разгрузки, км;

$t_{рт}$ — время на разгрузку 1 т горной массы, ч.

Значения остальных входящих в формулы (24/4) и (25/4) величин приведены выше.

Анализ формул (23/4), (24/4) и (25/4) показывает, что при комбинированном транспорте полезный вес состава значительно выше, чем при чисто железнодорожном, и возрастает по мере увеличения мощности грузопотока и расстояния перевозок.

Выбор места для перегрузочных пунктов и определение шага их переноса

От правильного выбора места перегрузочного пункта зависит эффективность комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта в целом. Опыт отечественных карьеров показывает, что более низкая себестоимость перевозок достигается на тех предприятиях, где перегрузочные пункты расположены в карьерах в непосредственной близости от забоев и расстояния пе-

ревозки автосамосвалами не превышают 1 км. В тех же случаях, когда плечо откатки автосамосвалами превышает 1,5—2,0 км, автомобильно-железнодорожный транспорт оказывается невыгодным.

Анализ проектных материалов показывает, что именно по этой причине комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт оказывается более дорогим как по эксплуатационным расходам, так и по капитальным затратам в сравнении с железнодорожным транспортом.

Целесообразность максимального сокращения дальности перевозок автосамосвалами при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте становится очевидной в результате анализа себестоимости транспортирования горной массы различными видами транспорта и ее изменения с увеличением расстояния перевозок.

На рис. 98 приведены графики изменения себестоимости перевозок 1 ткм горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом в зависимости от расстояния. Кривые построены в результате статистической обработки фактической себестоимости перевозок на карьерах. Из графика видно, что относительное изменение себестоимости 1 ткм автомобильных перевозок при различных расстояниях транспортирования невелико. В связи с этим при увеличении расстояния транспортирования автосамосвалами увеличивается и стоимость перевозки 1 т горной массы. Так, в соответствии с графиком, если стоимость перевозки 1 т горной массы на расстояние 2 км составляет около 18 коп., то при расстоянии 4 км эта стоимость увеличивается до 32 коп., т. е. почти в два раза.

При железнодорожном транспорте аналогичной закономерности не наблюдается. По мере увеличения расстояния себестоимости перевозок 1 ткм снижается настолько, что практически

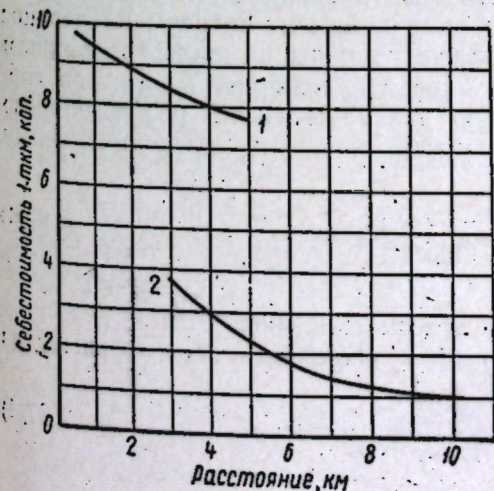


Рис. 98. Изменение себестоимости карьерных перевозок в зависимости от расстояния транспортирования: 1 — автотранспортом; 2 — железнодорожным транспортом.

стоимость перевозки 1 т горной массы остается постоянной. Это объясняется тем, что график построен на основании фактических показателей работы различных предприятий с разным уровнем оснащённости и организации работы железнодорожного транспорта.

Более низкие значения себестоимости — на таких крупных предприятиях, как Магнитогорский рудник, ЦГОК, СевГОК и др. Высокая себестоимость перевозок характерна для предприятий с небольшими объемами перевозок, недостаточно совершенной схемой транспортных коммуникаций и низким уровнем организации.

Таким образом, наилучшие показатели работы железнодорожного транспорта достигаются при расстояниях транспортирования свыше 7 км. При этом изменение расстояния транспортирования на 1—2 км практически не приводит к существенному изменению стоимости перевозок.

Это обстоятельство и определяет тенденцию к сокращению дальности перевозок автосамосвалами за счет приближения перегрузочного пункта к забоям, несмотря на увеличение при этом расстояния перевозок железнодорожным транспортом. При достаточных размерах карьера в плане всегда нужно стремиться к устройству перегрузочных пунктов в карьере и их систематическому переносу по мере понижения горных работ и увеличения расстояния транспортирования автосамосвалами. Рациональный шаг переноса может быть определен, исходя из минимума затрат на транспорт и перенос пункта. Себестоимость транспортирования комбинированным транспортом складывается из себестоимости перевозок автосамосвалами C_a , железнодорожным транспортом $C_{ж}$ и себестоимости перегрузки C_n .

По мере понижения горных работ расстояние транспортирования автосамосвалами и, следовательно, себестоимость перевозки горной массы увеличивается. Естественно, что перенос перегрузочного пункта на нижележащий горизонт целесообразен в том случае, если это удорожание превысит затраты на перенос пункта, а также дополнительные расходы на железнодорожном транспорте. Если обозначить через h величину понижения горных работ, соответствующую шагу переноса перегрузочного пункта, то увеличение дальности перевозки автосамосвалами составит

$$\Delta l_a = \frac{h}{1000i_a} K_a \text{ км}, \quad (26/4)$$

где i_a — уклон автодорог;

K_a — коэффициент развития трассы автодорог.

Стоимость перевозки 1 т горной массы при этом возрастет на величину

$$\Delta C_a = \frac{C_a h}{1000i_a} K_a \text{ коп/т}. \quad (27/4)$$

При переносе перегрузочного пункта на глубину h дальность транспортирования железнодорожным транспортом увеличится на величину

$$\Delta l_{ж} = \frac{h}{1000i_{ж}} K_{ж} \text{ км}, \quad (28/4)$$

а стоимость перевозок на величину

$$\Delta C_{ж} = \frac{C_{ж} h}{1000i_{ж}} K_{ж} \text{ коп/т}. \quad (29/4)$$

Удельные затраты на перенос перегрузочного пункта могут быть определены из выражения

$$C_n = \frac{Z}{Q} 100 \text{ коп/т}, \quad (30/4)$$

где Z — суммарные затраты, связанные с переносом перегрузочного пункта, тыс. руб.;

Q — объем горной массы, отработанной между двумя переносами перегрузочного пункта, тыс. т.

Затраты, связанные с переносом перегрузочного пункта, складываются при экскаваторной перегрузке, в основном, из затрат на строительство дополнительных железнодорожных путей и перегрузочных пунктов, а также создание пионерной насыпи или полутраншеи. При непосредственной перегрузке горной массы сюда входят затраты на сооружение эстакады.

Величина Q может быть определена из выражения

$$Q = Sh \gamma \text{ тыс. т}, \quad (31/4)$$

где S — площадь горизонта, разрабатываемого с помощью комбинированного транспорта, тыс. м²;

γ — объемный вес горной массы, т/м³.

Таким образом, при понижении горных работ на величину h и сохранении на прежнем месте перегрузочного пункта произойдет увеличение стоимости автомобильных перевозок на величину ΔC_a . В случае переноса перегрузочного пункта при понижении горных работ на величину h дополнительные удельные затраты составят $\Delta C_{ж} + C_n$.

Перенос перегрузочного пункта будет целесообразен тогда, когда:

$$\Delta C_a \geq \Delta C_{ж} + C_n. \quad (32/4)$$

После подстановки значений входящих в формулу (32/4) величин и решения уравнения относительно h получим

$$h = 100 \sqrt{\frac{102 l_a i_{ж}}{S \gamma (C_a K_a i_{ж} - C_{ж} K_{ж} i_a)}}. \quad (33/4)$$

Если принять $Z = 100$ тыс. руб., $i_a = 0,08$, $i_{ж} = 0,04$, $S = 150\,000$ м², $\gamma = 2,5$ т/м³; $C_a = 8$ коп/т, $C_{ж} = 1,5$ коп/т, $K_a = 1,2$, $K_{ж} = 1,4$, то шаг переноса будет равен 20 м.

В связи с тем, что по мере отработки карьера площадь рабочей зоны уменьшается, шаг переноса будет постепенно увеличиваться.

Если в первые годы перегрузочный пункт целесообразно переносить через 1—2 горизонта, то при доработке карьера — через 3—4 горизонта. (При выводе формулы (33/4) использованы материалы исследований канд. тех. наук А. Ф. Ткачева.)

Применение комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на различных этапах развития карьера

Соотношение автомобильного и железнодорожного видов транспорта, их последовательное, параллельное и комбинированное использование в процессе строительства и освоения проектной мощности можно проследить на примере Сарбайского карьера. Как и на большинстве других горнодобывающих предприятий, строительство карьера было начато с применением автомобильного транспорта. По мере подготовки новых горизонтов осуществлялся постепенный перевод их отработки на железнодорожный транспорт.

В связи с тем, что в период строительства разрабатывались только вскрышные породы, дальность перевозки автосамосвалами в первые годы была невелика. По мере увеличения глубины карьера, а следовательно, дальности и объемов перевозок доля железнодорожного транспорта неуклонно увеличивается (табл. 62).

Применение автомобильного транспорта позволило достичь среднегодового темпа понижения горных работ за 1958—1960 гг. около 29 м. К 1962 г., т. е. к моменту сдачи карьера в эксплуатацию, объемы горных работ на автомобильный и железнодорожный виды транспорта сравнялись, а в дальнейшем железнодорожным транспортом вывозится свыше $\frac{2}{3}$ горной массы. Так, в 1965 г. автосамосвалами вывозилось из карьера 8347,3 тыс. м³, а железнодорожным транспортом 18385,3 тыс. м³. При этом происходило неуклонное снижение себестоимости перевозок железнодорожным транспортом (табл. 63).

Комбинированный транспорт начал применяться на Сарбайском карьере в 1962 г. на перевозке руды. Это было единственно правильным решением, обеспечивающим достижение запланированной производственной мощности карьера в установленные сроки и значительное снижение эксплуатационных расходов на транспорте.

За 1961—1965 гг. применение на нижних горизонтах автотранспорта позволило обеспечить среднегодовое понижение горных работ 13 м, что способствовало достижению производственной мощности по руде 17 млн. т в год. В то же время стоимость

Таблица 62. Объемы перевозок различными видами транспорта в период строительства Сарбайского карьера (1956—1960 гг.), тыс. м³

Горизонт, м	Перевозки по видам транспорта и годам						Итого		
	1956 г.		1957 г.		1958 г.		1959 г.		1960 г.
	авто		авто		авто	ж.-д.	авто	ж.-д.	
189	110,0		224,5		4643,2	155,1	2731,9	1454,2	1719,6
174	—	—	—	—	—	—	3643,9	235,7	5588,8
164	—	—	—	—	—	—	185,6	—	2939,0
154	—	—	—	—	—	—	—	—	1423,7
144	—	—	—	—	—	—	—	—	881,1
134	—	—	—	—	—	—	—	—	312,1
125	—	—	—	—	—	—	—	—	311,0
Итого	110,0		224,5		4643,2	155,1	6561,4	1869,9	13175,3
									4026,8
									24714,4
									5872,4
									30586,8

Таблица 63. Показатели работы автомобильного и железнодорожного транспорта Сарбайского карьера за 1961—1965 гг.

Показатель	1961 г.		1962 г.		1963 г.		1964 г.		1965 г.	
	авто	ж.-д.	авто	ж.-д.	авто	ж.-д.	авто	ж.-д.	авто	ж.-д.
Емкость состава, м ³	—	198	—	208	—	236	—	238	—	213
Грузоподъемность автосамосвала, т	25	—	25	—	25	—	25	—	25	—
Длина откатки, км										
по руде	4,9	—	3,9	6,01	1,0	5,98	1,13	6,09	1,2	6,11
по вскрыше	3,0	6,14	3,0	6,26	2,8	6,54	2,7	6,46	2,9	6,26
Себестоимость 1 т.к.м/коп.	10,85	3,66	9,59	2,86	10,07	2,04	10,1	1,91	9,19	1,62

Примечание. Автотранспорт—на руде, ж.-д. транспорт—на вскрыше.

транспортирования 1 т руды на фабрику автосамосвалами в 1962 г. составляла 47 коп., а комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом 27,3 коп.

Переход же полностью на разработку карьера с помощью железнодорожного транспорта привел бы к резкому замедлению темпов понижения горных работ, сокращению фронта работ по руде и, как следствие, значительному снижению добычи руды. Исследования, выполненные в ИГД МЧМ СССР канд. техн. наук А. Ф. Ткачевым, показывают, что для достижения производственной мощности Сарбайского карьера 17 млн. т руды в год при железнодорожном транспорте потребовалось бы 12 лет (1961—1972 гг.) вместо 5 лет (1961—1965 гг.) при комбинированном автомобильно-железнодорожном. Помимо этого, переход на разработку нижних горизонтов с помощью железнодорожного транспорта привел бы к необходимости дополнительного развоза бортов, связанного с резким увеличением объемов вскрыши.

В настоящее время (см. рис. 93) с помощью комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта отрабатывается руда и часть скальных вскрышных пород. Железнодорожный транспорт используется на вывозке вскрышных пород на средних и, частично, верхних горизонтах карьера. Другая часть рыхлой вскрыши с верхних горизонтов вывозится автосамосвалами. Перегрузочный пункт с автомобильного транспорта на железнодорожный в виде многосекционного склада расположен на гор. 134 м, в то время как добыча руды осуществляется на гор. 60 и 40 м, т. е. высота подъема руды автосамосвалами составляет 70—90 м. Такое отставание перегрузочного пункта от добычных забоев на нижних горизонтах недопустимо и необходим срочный перенос склада на гор. 100 или 80 м.

Таким образом, в процессе разработки месторождения глубинного типа можно выделить следующие закономерности изме-

нения области применения автомобильного и железнодорожного транспорта в динамике развития горных работ (рис. 99).

1. *Период строительства карьера.* В первые годы строительства для вывозки вскрышных пород используется автомобильный транспорт. По мере понижения горных работ и увеличения дальности откатки часть вскрышных пород отрабатывается с помощью железнодорожного транспорта. К моменту сдачи карьера в эксплуатацию основные объемы вскрышных работ выполняются на железнодорожный транспорт. Автосамосвалы используются лишь на вскрытии и подготовке новых горизонтов и вывозке вскрышных пород с верхних горизонтов в отвалы, расположенные вблизи контура карьера.

2. *Освоение проектной мощности и основная эксплуатация карьера.* В этот период 2—3 нижних горизонта карьера на руде и скальной вскрыше отрабатываются с помощью комбинированного транспорта. Основная же часть горной массы отрабатывается с помощью железнодорожного транспорта. При этом по мере понижения горных работ доля комбинированного транспорта в общем объеме перевозок постепенно увеличивается.

3. *Доработка карьера.* В этот период основные объемы руды и скальных вскрышных пород отрабатываются с помощью комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта, т. е. дальнейшее использование железнодорожного транспорта связано со значительным дополнительным объемом вскрышных работ.

4. *Применение комбинированного транспорта для вскрытия и подготовки новых горизонтов карьеров.* При отработке круто-

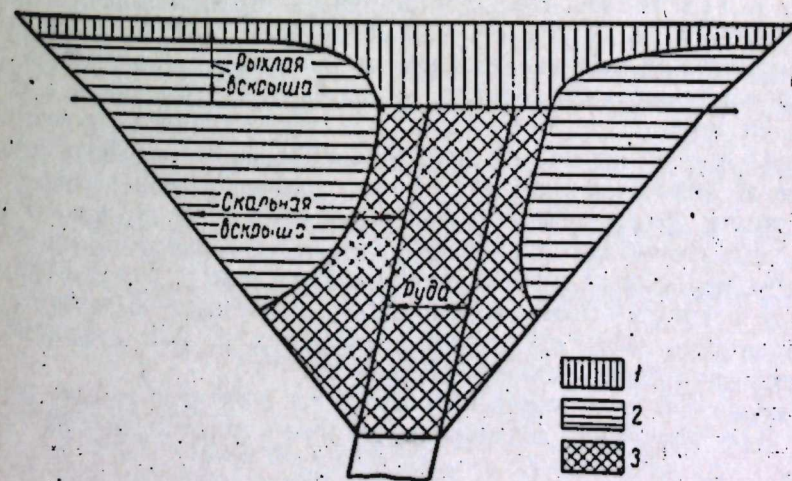


Рис. 99. Рациональные зоны действия автомобильного и железнодорожного видов транспорта при их параллельном и комбинированном использовании на карьерах:
1 — автотранспорт; 2 — железнодорожный транспорт; 3 — комбинированный транспорт.

падающих месторождений большое значение имеет своевременное вскрытие и подготовка к нормальной эксплуатации новых горизонтов карьеров. Как правило, на нижних горизонтах сосредоточен весь объем добычи руды, в связи с чем выполнение плана по различным сортам находится в прямой зависимости от своевременного вскрытия рудных залежей в дне карьера. В отдельных случаях форсированное вскрытие новых горизонтов может быть осуществлено за счет повышенной концентрации оборудования, однако это приводит к снижению его производительности и повышению себестоимости работ.

Практика карьеров с железнодорожным транспортом показывает, что уже при годовом понижении 8—10 м возникают значительные трудности при вскрытии новых горизонтов. В расчетах времени, необходимого для вскрытия нового горизонта, обычно учитывают снижение производительности экскаваторов при проходке траншей на 25—30% по сравнению с производительностью во фронтальном забое.

Как было показано, снижение производительности экскаваторов наблюдается не только при проходке траншей, но и вообще при работе на нижних горизонтах карьеров. Важно отметить, что в то же время на каждом вновь вскрываемом горизонте по мере его освоения производительность экскаваторов постепенно возрастает (под освоением горизонта понимается создание необходимых рабочих площадок, устройство постоянных съездов, обеспечение условий для работы экскаваторов во фронтальных забоях).

На нижних горизонтах производится, в основном, погрузка руды, и это является иногда причиной простоев экскаваторов в тех забоях, из которых руда временно не требуется. Не меньшее влияние на производительность экскаваторов оказывают повышенный выход негабарита на нижних горизонтах в связи с большей крепостью пород, меньшая эффективность буровзрывных работ и более частая повторяемость взрывов. Основной же причиной являются сложные условия работы для железнодорожного транспорта, ограниченность рабочего пространства. Отсутствие достаточно широких площадок, большое число скользящих съездов, недостаток разъездов, большое число тупиков и кривых малого радиуса — все это приводит к значительным простоям экскаваторов из-за ожидания транспорта и, как следствие, к резкому снижению производительности.

Определяя возможную интенсивность развития горных работ при использовании железнодорожного транспорта, на наш

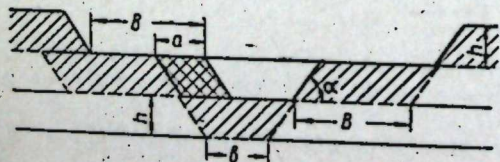


Рис. 100. Схема к определению объема работ для вскрытия нового горизонта.

взгляд, можно выделить три основных периода с различными условиями разработки вновь взрываваемого горизонта.

I период — проходка въездной и разрезной траншей или проходка разрезной траншей и устройство скользящего съезда на ее борту.

II период — расширение разрезной траншей до размеров, обеспечивающих независимый двухсторонний разнос бортов. В этот период осуществляется выправление фронта работ, смягчение уклонов, сооружение долговременных съездов, необходимого числа разъездов и т. д.

III период — нормальная разработка уступа при работе экскаватора во фронтальных забоях (рис. 100).

Для каждого из этих периодов характерна определенная производительность экскаваторов (с учетом имеющейся схемы путевого развития).

Такой подход к рассмотрению закономерностей изменения производительности экскаваторов с учетом динамики развития горных работ позволяет более точно определить возможную скорость понижения горных работ при железнодорожном транспорте. Время (в месяцах) между началом проходки въездных траншей на двух смежных по высоте горизонтах может быть определено из следующего выражения:

$$T = \frac{V_b + V_p}{Q_1} + \frac{V_y}{Q_2} + \frac{V_{раз}}{2Q_3}, \quad (34/4)$$

где V_b — объем въездной траншей, $м^3$;

V_p — объем разрезной траншей, $м^3$;

V_y — объем уширения разрезной траншей, $м^3$;

$V_{раз}$ — объем дополнительного разноса верхнего уступа, обеспечивающий возможность вскрытия нижележащего горизонта, $м^3$;

Q_1 — производительность экскаваторов при проходке траншей, $м^3/месяц$;

Q_2 — производительность экскаваторов при расширении разрезной траншей, $м^3/месяц$;

Q_3 — производительность экскаваторов при нормальной работе во фронтальном забое, $м^3/месяц$.

Объем въездной траншей может быть определен по известной формуле

$$V_b = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) \operatorname{tg} \alpha, \quad (35/4)$$

где h — высота уступа, $м$;

i — уклон въездной траншей;

b — ширина траншей по дну, $м$;

α — угол откоса уступа, $град$.

Объем разрезной траншей при длине экскаваторного блока L_6 составит

$$V_p = hL_6(b + h \operatorname{tg} \alpha), \quad м^3. \quad (36/4)$$

Необходимый объем расширения разрезной траншеи

$$V_y = L_6 h a, \quad (37/4)$$

где a — величина дополнительного расширения разрезной траншеи, обеспечивающего независимую разработку обоих бортов.

Объем развоза траншей

$$V_{\text{раз}} = L_6 h [2(B + h \operatorname{ctg} \alpha) - a] \text{ м}^3, \quad (38/4)$$

где B — минимальная ширина рабочей площадки, м.

Тогда возможная скорость годового понижения горных работ при двухстороннем развитии работ составит

$$h_r = \frac{h}{T} = \frac{1}{\frac{h}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + L_6 (b + h \operatorname{ctg} \alpha) + \frac{L_6 a}{Q_1} + \frac{L_6 [2(B + h \operatorname{ctg} \alpha) - a]}{2Q_2}} \text{ м/год.} \quad (39/4)$$

Для карьеров треста Ураласбест возможная годовая скорость углубки при железнодорожном транспорте будет 8 м, что существенно отличается от расчетных скоростей углубки на баженских асбестовых карьерах, полученных с учетом средней производительности экскаваторов. Это свидетельствует о том, что наблюдаемое на карьерах снижение производительности экскаваторов на нижних горизонтах карьеров неблагоприятно сказывается на темпах углубки.

Применение более мощных экскаваторов на подготовке новых горизонтов не дает необходимого эффекта, так как вследствие длительных простоев экскаваторов, вызванных сложностью подготовки забоев, затруднений с обменом транспортных средств и т. д., производительность ЭКГ-8 практически мало превышает производительность ЭКГ-4.

В целях интенсификации подготовки новых горизонтов при железнодорожном транспорте необходимо: а) повышение эффективности буровзрывных работ, проводимых, как правило, в зажатой среде; б) применение рациональных схем разъездов (разминовок) и обеспечение четкости обмена составов; в) улучшение организации укладки, передвижки и удлинения железнодорожных путей; г) применение коротких составов из большегрузных вагонов; д) достижение синхронизации в выполнении отдельных технологических процессов по подготовке новых горизонтов.

Однако наиболее рациональным средством обеспечения своевременной подготовки новых горизонтов следует считать введение в выемочно-транспортный комплекс автомобильного звена. Применение комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта позволяет не только избежать снижения производительности экскаваторов и связанного с этим низкого темпа углубки, но и значительно интенсифицировать весь процесс горных работ. В этом случае проходка траншей и разработка не-

скольких нижних горизонтов, в зависимости от необходимого темпа углубки и применяемой схемы вскрытия, осуществляется на автосамосвалы, работающие на коротком расстоянии (500—1000 м) от забоя до пункта перегрузки на железнодорожный транспорт. Условия работы экскаваторов с точки зрения обеспеченности транспортом значительно улучшаются, их производительность растет. Одновременно создаются благоприятные условия для селективной разработки руд, снижения потерь полезного ископаемого на контактах и т. д.

При введении комбинированного транспорта для форсирования работ на нижних горизонтах важно установить период, место и объемы, при которых он может дать больший эффект, чем сохранение на этих горизонтах железнодорожного транспорта.

Объем горной массы, подлежащей разработке при углублении карьера с помощью комбинированного транспорта, может изменяться от конкретных условий. Минимальный объем, по-видимому, следует определять из условия обеспечения необходимого темпа углубки карьера. В большинстве случаев это будет соответствовать проходке въездной и разрезной траншей и расширению последней до размеров, обеспечивающих нормальную работу железнодорожного транспорта. Максимальный объем горной массы, разрабатываемой на автомобильный транспорт, определится из условия равенства себестоимости разработки и транспортировки при железнодорожном и комбинированном транспорте.

Пункты перегрузки в железнодорожные составы должны устраиваться по возможности ближе к месту проходки траншеи на вышележащем горизонте, имеющем достаточное путевое развитие. Вид перегрузки следует выбирать в зависимости от объемов горной массы, разрабатываемой на автотранспорт, и наличия свободных площадок в карьере для размещения перегрузочных пунктов.

При значительном объеме горной массы и наличии на вышележащих горизонтах достаточных площадок целесообразно строить долговременные эстакады для организации непосредственной перегрузки из автосамосвалов в думпкары или специальные внутрикарьерные склады. При небольшом объеме работ в карьере разгружать автосамосвалы можно под откос уступа в забое ближайшего экскаватора. При объемах перевозки автотранспортом до 1—1,5 млн. т в год стоимость строительства перегрузочных эстакад сравнительно невелика. На Валуевском карьере Гороблагодатского рудоуправления, например, строительство деревянной эстакады длиной 54 м, шириной 20 м и высотой 3,8 м обошлось в 8,63 тыс. руб., или 180 руб. на 1 м длины. С эстакады таких размеров могут одновременно загружаться четыре думпкара.

По мере углубки карьера перегрузочный пункт надо переносить

силь на нижележащий горизонт, это позволит сохранить минимальное расстояние транспортировки автосамосвалами.

Для экскаваторной перегрузки необходимы дополнительные экскаваторы, что увеличивает стоимость перегрузочных операций. Однако опыт карьеров Гороблагодатского рудоуправления и Соколовско-Сарбайского ГОКа показывает, что производительность экскаваторов на перегрузочном пункте примерно в два раза выше производительности экскаваторов в обычных забоях. В таких случаях применение экскаваторов на перегрузке может быть экономически оправдано.

Комбинированный транспорт позволяет резко повысить производительность экскаваторов на нижних горизонтах и обеспечить необходимые темпы подготовки новых горизонтов и углубки карьера. Так, по данным баженовских асбестовых карьеров, производительность экскаваторов, работающих с автотранспортом, при расстоянии откатки до 1 км и обслуживании экскаватора ЭКГ-4 пятью-шестью автосамосвалами МАЗ-525 может быть увеличена примерно в два раза по сравнению с работой на железнодорожный транспорт. Это особенно важно при дальнейшем углублении горных работ, а также при доработке карьеров.

Оценка эффективности применения автомобильно-железнодорожного транспорта на карьерах Качканарского горно-обогатительного комбината¹

Горнотехнические особенности эксплуатации транспорта на Качканарском ГОКе

В настоящее время на Качканарском горно-обогатительном комбинате в эксплуатации находится Главный карьер производительностью по сырой руде 16,5 млн. т. В 1967 г. начато строительство карьеров на Западной и Северной залежах, которые административно будут объединены в Северном карьероуправлении (рис. 101).

Относительно горизонта расположения ст. Карьерная (230 м) Главный карьер можно разделить на две части — нагорную и глубинную. До 1967 г. работы велись только в нагорной части, общая высота которой в пределах контура карьера составляет 140 м. Работы ведутся на горизонтах 235, 250, 265, 280, 295, 310, 325 и 340 м (рис. 102).

Условия разработки уступов на гор. 235, 250 и 265 м весьма благоприятны для железнодорожного транспорта, так как на них имеются прямые заезды со ст. Карьерная. Вскрытие гор. 280, 295 и 310 м также осуществлено прямыми заездами с помощью

¹ Глава написана по материалам исследований, выполненных с участием В. Б. Демкиным.

железнодорожного транспорта, но уже со ст. Верхняя, расположенной на отметке 265 м и связанной со ст. Карьерная путем длиной около 2 км. Разработка же уступов, расположенных выше

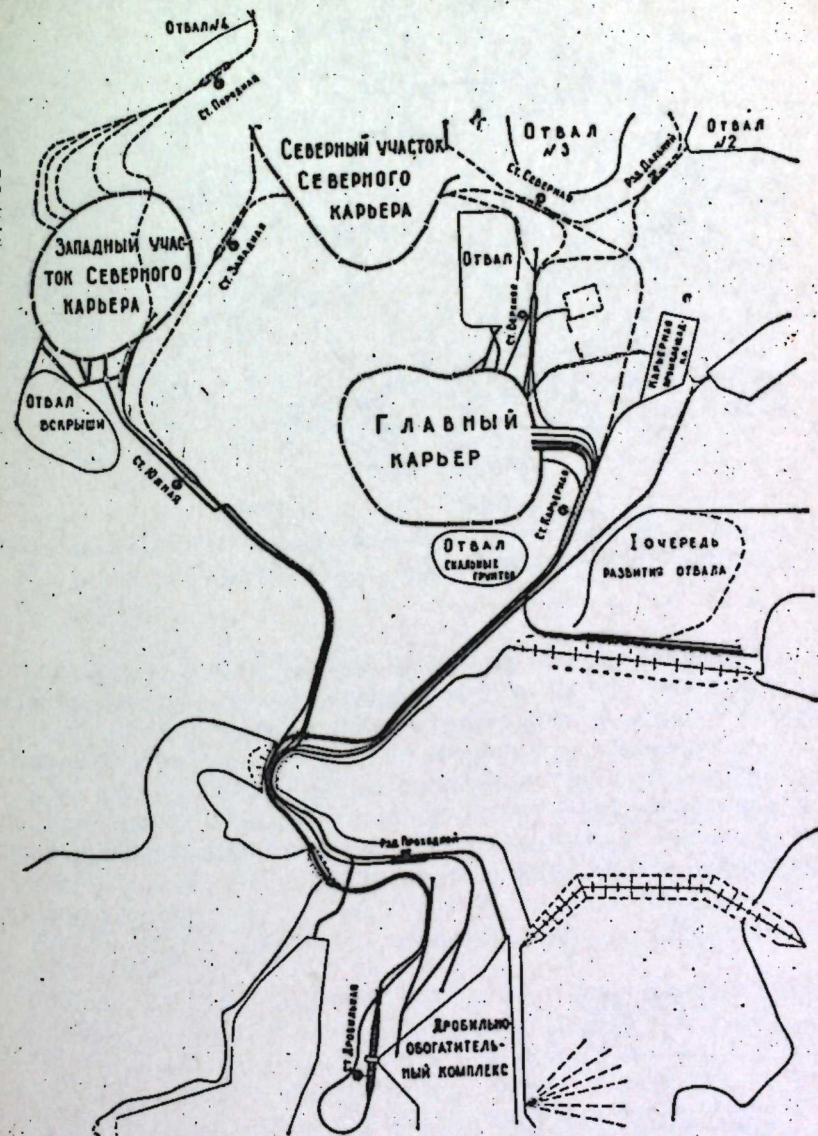


Рис. 101. Схема транспортных коммуникаций Качканарского ГОКа.

гор. 310 м в нагорной части и ниже гор. 220 м в глубинной части карьера, с помощью железнодорожного транспорта связано с определенными трудностями, которые могут сделать использование для их отработки комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта более эффективным.

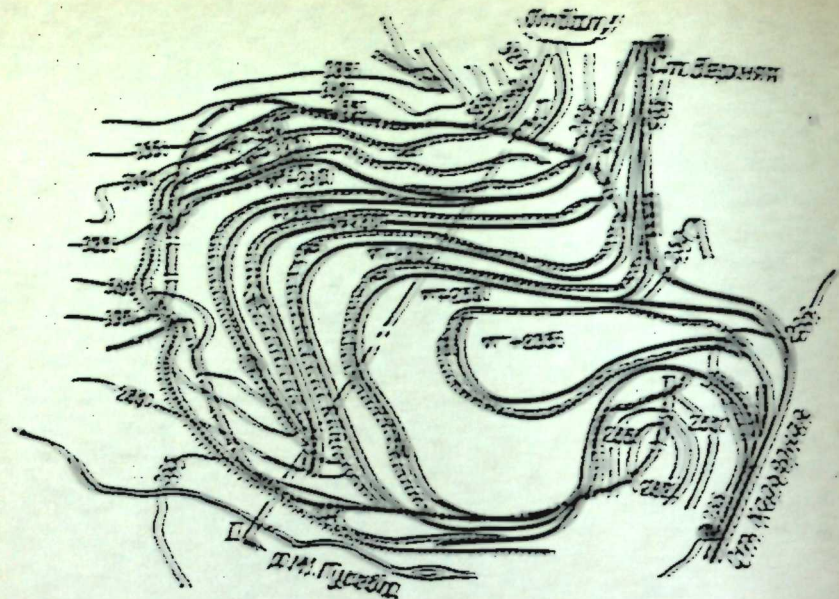


Рис. 102. План горных работ и контуры верхней и нижней частей Главного карьера Комбината ГМК на 1. VIII 1955 г.

Другой важной особенностью разработки Главной залежи является низкий коэффициент вскрыши, составляющий по проекту 0,18 м³/т за весь срок существования напьела. В связи с этим основные трудности — доставка руды на расстояние свыше 6 км до приемных устройств дробильной фабрики.

Анализ (рис. 103) показал, что на верхних горизонтах, особенно в натурной части карьера, коэффициент вскрыши значительно выше, чем на нижних горизонтах:

Горизонты, м	Коэффициент вскрыши, м ³ /т
350—310	1,4
295—250	0,74
235—85	0,33
70—55	0,25

Распределение объемов горной массы по отдельным частям карьера:

	млн. т	%
Нагорная (340—280 м)	66,0	8,1
Центральная (265—235 м)	150,0	18,4
Глубинная (220—55 м)	600,0	73,5
Итого	816,0	100,0

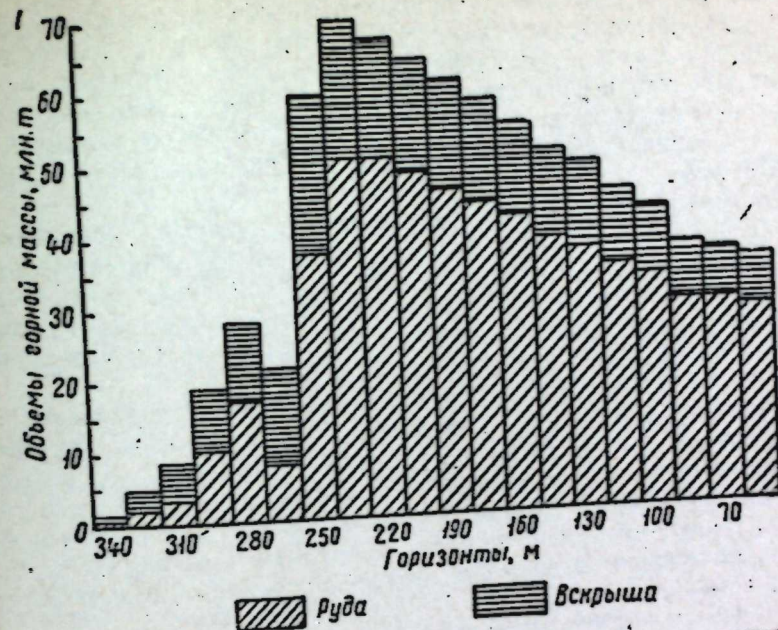


Рис. 103. Распределение запасов руды и объемов вскрыши по горизонтам Главного карьера.

Третьей важной особенностью разработки Главной залежи является качественная характеристика титаномагнетитовых руд Гусевогорского месторождения. Породы, участвующие в строении месторождения, довольно разнообразны по структуре, прочности и, как правило, неравномернозернисты с колебаниями от мелкозернистых и дисперсных до крупнозернистых. Основные рудные минералы — магнетит и титаномагнетит — образуют несколько морфологических разновидностей с большим диапазоном колебаний размеров зерен и их агрегатов — от нескольких микронов до 12—15 мм. Среднее содержание железа в рудах Главной залежи 16,7%.

Степень изученности качества и технологических особенностей качканарских руд применительно к проблеме комплексного их использования недостаточна. При проектировании за основу качественной оценки принималось только содержание общего железа, ванадия и титана. Не придавалось значения структурным и текстурным различиям, довольно четко проявляющимся в рудном массиве и являющимся наиболее показательным критерием для вкрапленного типа оруденения.

Значительная часть рудных минералов по характеру агрегации не поддается извлечению существующими механическими методами.

Благодаря проведенной геологической службой комбината

работе удалось выделить несколько технологических типов руд, характеризующихся, в основном, крупностью вкрапленных зерен титаномагнетита. К легкообогатимым были отнесены руды крупно- (>3 мм) и средневкрапленные (1—3 мм), к среднеобогатимым — мелковкрапленные (0,2—1 мм) и к труднообогатимым — тонко- (0,074—0,2 мм) и дисперсновкрапленные ($<0,074$ мм).

В настоящее время добыча руды регламентируется соотношением различных технологических типов руд, причем определяющим, как правило, является доля труднообогатимых руд, представленных дисперсными и тонковкрапленными текстурами. Практически учет качественной характеристики руд в настоящее время осуществляется следующим образом.

На основании данных, полученных по взрывным скважинам, выделяются участки руды с различными показателями качества. Для каждого участка отгрузки руды дается развернутая характеристика: содержание общего железа, ванадия и титана, содержание железа, связанного в форме магнетита и силикатного железа, предполагаемый выход концентрата, содержание в нем железа, пятиокиси ванадия и двуокиси титана и содержание железа в хвостах.

Каждый машинист экскаватора точно знает, в пределах какого участка он работает. При решении вопроса об объемах добычи руды и порядке направления ее на фабрику учитывается тип вкрапленности руд в забое каждого экскаватора. Например, труднообогатимых руд следует направлять на фабрику не более 30% общего объема и равномерно их подавать: 2—3 состава легко- и среднеобогатимой руды, затем 1 состав труднообогатимой. Если состав с труднообогатимой рудой придет на фабрику раньше, он стоит и ждет.

Необходимо отметить неравномерность количественного распределения руд различных технологических типов по площади Главной залежи (рис. 104), а также по глубине (рис. 105, табл. 64).

В настоящее время основным видом транспорта на Главном карьере, согласно проекту, является железнодорожный. В проектом задании вариант комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта рассматривался, однако он оказался менее эффективным в сравнении с железнодорожным транспортом по эксплуатационным расходам, хотя по капитальным затратам был несколько дешевле.

Для транспортировки руды объемным весом 3,1—3,3 т/м³ используются составы из 8 думпкаров ВС-100 при комбинированной тяге с обменом тяговых агрегатов на станциях Верхняя и Карьерная. Это вызвано принципиальным различием условий движения поездов в карьере и на поверхности. Карьерные пути, связывающие добычные горизонты со станциями Верхняя и Карьерная, имеют уклон в грузовом направлении до 30%, в то время

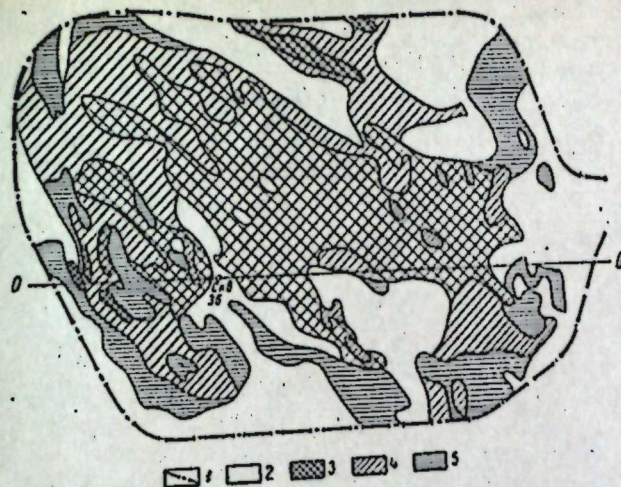


Рис. 104. Распределение руд различных технологических типов на площади Главной залежи:
1 — контур карьера; 2 — безрудная зона; 3 — крупно- и средневкрапленные руды; 4 — мелковкрапленные руды; 5 — тонковкрапленные и дисперсные руды.



Рис. 105. Разрез по линии I—I рисунка 102.

Таблица 64. Соотношение типов руд по горизонтам Главного карьера (применительно к разрезу I—I рис. 105), %

Горизонт, м	Крупно- и средне-вкрапленные	Мелко-вкрапленные	Тонко- и дисперсно-вкрапленные	Горизонт, м	Крупно- и средне-вкрапленные	Мелко-вкрапленные	Тонко- и дисперсно-вкрапленные
325	—	—	100,0	175	42,0	43,6	14,4
310	36,4	40,6	23,0	160	46,1	40,7	13,2
295	26,6	50,7	22,7	145	46,5	42,0	11,5
280	11,4	67,1	21,5	130	48,6	40,9	11,1
265	25,8	46,6	27,6	115	49,2	42,8	8,0
250	45,8	36,2	18,0	110	48,6	45,4	6,0
235	45,7	33,8	20,5	85	54,7	43,4	1,9
220	46,0	33,4	20,6	70	61,3	34,7	4,0
190	42,0	43,6	14,4	55	89,9	10,2	—

как рудовозные пути между станциями Карьерная и Дробильная проложены с руководящим уклоном 30% в грузовом направлении. Это обусловило использование при одинаковой весовой норме поезда различных локомотивов. Составы с рудой транспортируются с гор. 235, 250 и 265 м до ст. Карьерная, а с гор. 280 м и выше до ст. Верхняя — тепловозами ТЭМ-1.

Дальнейшая перевозка составов до ст. Дробильная осуществляется двумя спаренными электровозами переменного тока Д-100м. Погрузка руды производится экскаваторами ЭКГ-8. Вскрыша разрабатывается как на железнодорожный транспорт с вывозкой тепловозом ТЭМ-1 составов из 6 думпкаров ВС-100 на отвал, так и автомобильный транспорт с использованием автосамосвалов МАЗ-525 для перевозки породы в полезные насыпи.

После крупного и среднего дробления руда поступает непосредственно на обогатительную фабрику, где в результате обогащения методом мокрой магнитной сепарации получается железованадиевый концентрат, направляемый далее на аглофабрику. Очевидно, что между забоем карьера и фабриками существует весьма тесная связь. Этим и объясняются столь жесткие требования к качеству руды, загружаемой в каждый железнодорожный состав, так как никакого усреднения руд, а следовательно, и выравнивания качественных показателей не происходит.

Необходимо отметить, что одними простоями транспорта и фабрик их взаимное влияние не ограничивается. Переработка дисперсно- и тонковкрапленных руд приводит к необходимости снижения производительности секций и содержания железа в концентрате. Это объясняется показателями раскрытия зерен титаномагнетита при измельчении (табл. 65).

Если принять проектную производительность секций при переработке смеси руд за 100%, то при обогащении крупно- и средневкрапленных руд она составит 115%, а дисперсно- и тонковкрапленных руд — 65—70%.

Разница во времени наступления стадий более полного рас-

Таблица 65. Характеристика текстурных типов руд Главной залежи (выше гор. 235 м)

Разновидности руд по текстурным особенностям	Содержание дисперсной и тонкой фракции, %	Содержание железа в руде, %	Раскрытие зерен титаномагнетита при измельчении до 0,1 мм	Доля в общих запасах, %
Дисперсно-вкрапленные	75—100	16,8	0,80	4,8
Тонковкрапленные	50—75	17,2	0,90	22,8
Мелковкрапленные	15—50	17,8	0,94	41,6
Средневкрапленные	5—15	18,1	0,97	20,2
Крупновкрапленные	0—15	18,1	0,98	10,7

крытия зерен титаномагнетита диктует необходимость раздельного обогащения дисперсных и крупновкрапленных руд, а не их смеси, как принято в проектной схеме. К такому же выводу пришли работники Гороблагодатского рудоуправления.

Руды Центрального и Валуевского карьеров имеют значительно большую степень обогащения, чем руда Осокин-Александровского месторождения, как с более тонкой вкрапленностью рудных минералов, меньшим содержанием железа, а также повышенной крепости. При обогащении смеси руд показатели значительно ухудшались из-за переизмельчения руд одного типа и недораскрытия рудных зерен другого. При среднем содержании железа в сырой руде 30,5% концентрат содержал 58,5—59%. При раздельном обогащении в 1966 г. с доизмельчением руд Осокин-Александровского месторождения получен концентрат 62,5—63%.

Существенным показателем качественной характеристики качканарских руд является содержание пятиокси ванадия. Увеличение содержания ванадия в концентрате позволяет улучшить качество получаемых на металлургическом заводе чугуна и стали, а также обеспечить комбинату дополнительную прибыль.

Приведенная выше качественная характеристика руд Главного карьера и показатели их обогащения еще не дают полного представления о закономерностях технологического процесса добычи, транспортировки и переработки руд. Фактически при массовом характере, каким является производство концентрата и агломерата на Качканарском комбинате, перерабатываются не отдельные типы руд, а их смеси, причем в самых различных пропорциях и последовательности, при различных нагрузках и режимах работы секций.

В связи с этим для технологической оценки руд при различных вариантах развития горных работ и схем транспорта в ИГД МЧМ СССР проведено исследование фактических показателей работы обогатительной фабрики за январь—август 1966 г. Исходными данными служили суточные показатели. Рассмотрим более подробно порядок анализа исходных данных на примере показателей работы комбината за март (рис. 329).

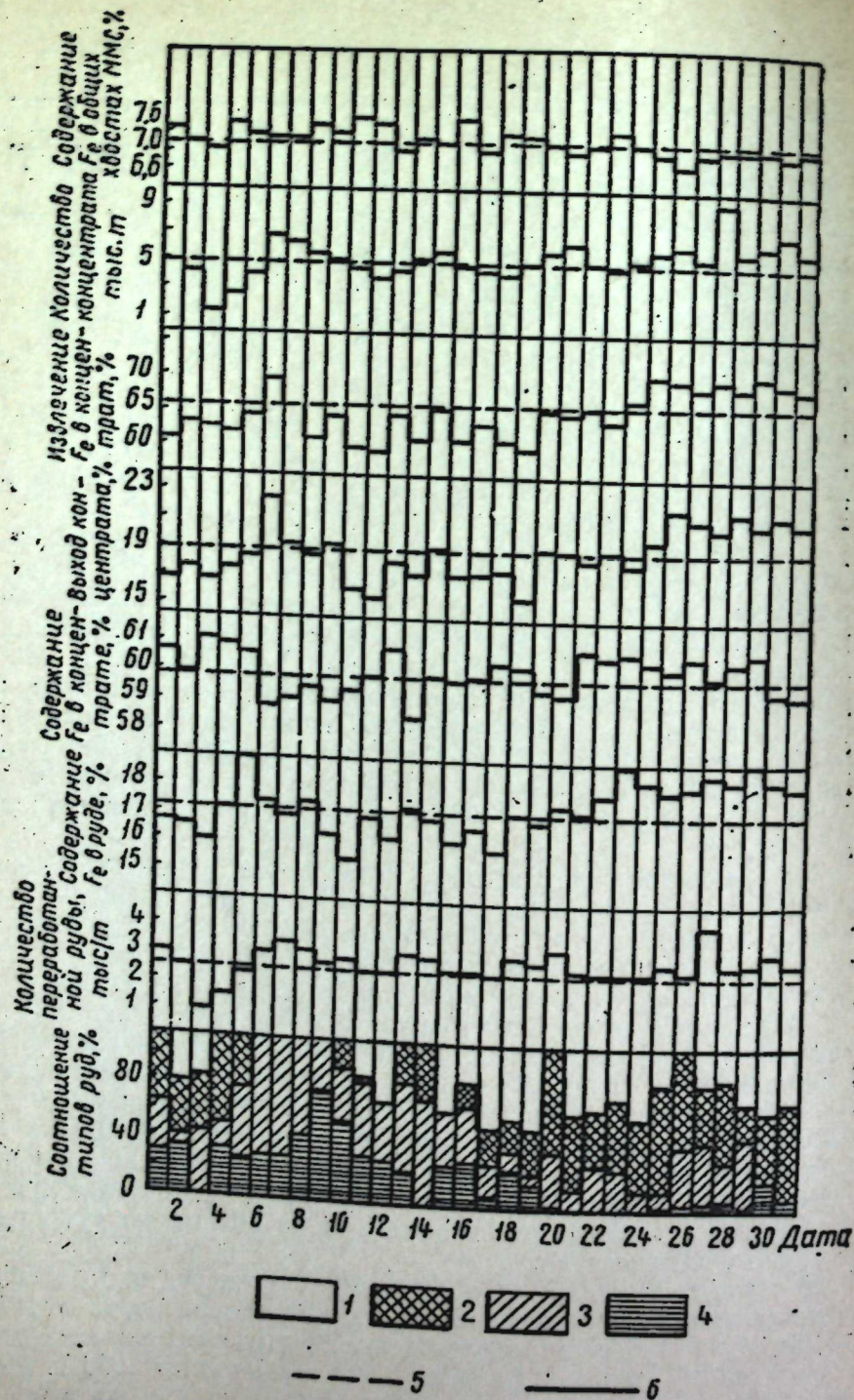


Рис. 106. Показатели работы обогатительной фабрики Качканарского ГОКа за март 1966 г.
Руда: 1 — крупновкрапленная; 2 — средневкрапленная; 3 — мелковкрапленная; 4 — тонковкрапленная. Показатели: 5 — плановые; 6 — фактические.

106). В нижней части рисунка приведено процентное соотношение руд различных текстурных типов по суткам. Наглядны резкие колебания, имеющие, как правило, незакономерный характер. За анализируемый период на комбинате стремились, чтобы доля дисперсной и тонковкрапленной руд была не более 30%. Практически же их содержание колеблется от 0 до 77,5%, что свидетельствует, очевидно, о невозможности равномерного снабжения фабрики рудой выдержанного качества при существующей схеме транспорта и принятом направлении развития горных работ в карьере.

Для установления закономерности изменения показателей обогащения руд в зависимости от соотношения в них различных фракций зерен титаномагнетита было выделено три типа смеси, названные условно легкообогатимая, среднеобогатимая и труднообогатимая (табл. 66). При этом к смеси I отнесены показатели по всем суткам работы, в которых доля тонковкрапленных и дисперсных руд не превышала 20%, в смеси II эта доля составляла 20—33% и в смеси III — более 33%. В дальнейшем взаимосвязи показателей обогащения с качественной характеристикой

Таблица 66

Условное название смеси	Соотношение типов руд в смеси, %				Сумма, %
	крупно-средне-вкрапленные	мелко-вкрапленные	тонко-вкрапленные и дисперсные		
I. Легкообогатимая	64	24	12		100
II. Среднеобогатимая	35	42	23		100
III. Труднообогатимая	20	43	37		100

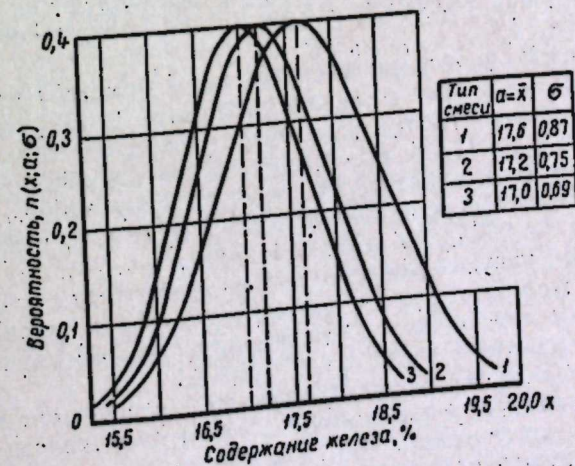


Рис. 107. Нормальная плотность вероятности распределения содержания железа по типам смесей: 1, 2, 3 — соответственно, легко-, средне-, труднообогатимая.

руд устанавливались отдельно для каждой смеси с помощью корреляционного анализа.

При плановом содержании железа в руде 17,3% в отдельные сутки было 15,45—19%, что полностью зависит от работы транспорта и отрицательно влияет на показатели обогащения.

Анализ показал, что практически между содержанием железа в концентрате и исходной руде корреляционной связи не существует. Основное влияние содержание железа в руде оказывает на выход концентрата, т. е. определяет его количество, в связи с чем является одним из важнейших показателей ценности руд. Установлено, что среднее содержание железа в смеси I составило 17,6%, в смеси II — 17,2% и смеси III — 17,0% (рис. 107).

Для установления количественной взаимосвязи между содержанием железа в исходной руде, выходом концентрата и содержанием в нем железа применена множественная корреляция отдельно для каждого типа смеси руд.

Получены следующие формулы для расчета:

$$y_I = 39,4 - 0,8x + 1,6z,$$

$$y_{II} = 13,2 - 0,4x + 1,65z,$$

$$y_{III} = 16,0 - 0,5x + 1,85z,$$

(40/4)

где y_I , y_{II} , y_{III} — выход концентрата соответственно для смесей I, II и III, %;

x — содержание железа в концентрате, %;

z — содержание железа в исходной руде, %.

Для удобства пользования установленными зависимостями разработана и построена специальная номограмма (рис. 108). Для примера на рисунке приведен порядок определения показателей обогащения выделенных смесей при среднем содержании в них железа.

Для смеси I при исходном содержании железа в руде 17,6% и плановом содержании железа в концентрате 60% выход концентрата составляет 19,6%. Для смеси II при среднем содержании железа в руде 17,2% выход при том же содержании железа в концентрате составляет 18,2%, т. е. на 1,4% ниже. Для смеси III при среднем содержании железа в руде 17% выход составит 1,7%, т. е. на 2% ниже, чем для смеси I.

На том же рисунке показан выход концентрата при равном содержании железа в руде и концентрате для всех типов смесей. И в этом случае выход концентрата при обогащении руд смеси I выше, соответственно, на 1,1 и 0,4%.

Все остальные показатели обогащения — извлечение железа в концентрат, выход хвостов и содержание в них железа — могут быть получены путем несложных подсчетов.

Таким образом, при оценке эффективности технологических схем транспорта на Качканарском ГОКе необходимо учитывать качественную характеристику руд различных текстурных типов

и их смесей. Проведенный анализ фактических показателей работы комбината позволил классифицировать руды по типам смеси и установить для них количественные зависимости для определения показателей обогащения с помощью формул и номограмм.

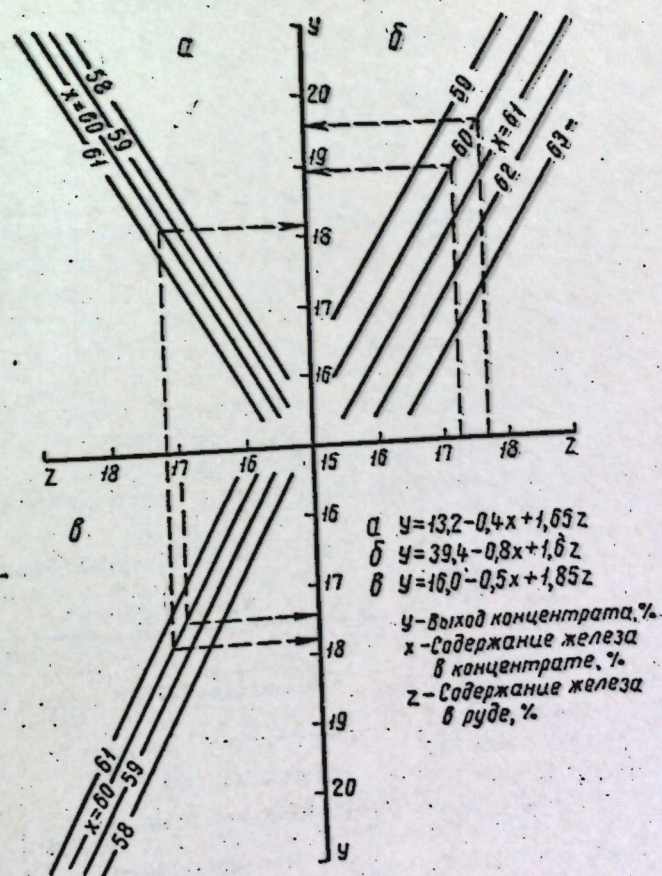


Рис. 108. Номограмма и формулы для определения показателей обогащения.

Расчет себестоимости погрузочно-транспортных работ по горизонтам

Для установления эффективности различных видов транспорта при обработке руды и вскрыши в нагорной и глубинной частях карьера расчет себестоимости погрузочно-транспортных работ производится отдельно для каждого горизонта с учетом схемы путевого развития. При этом себестоимость была определена:

по руде:
 при железнодорожном транспорте $C_{ж}$ с выделением периода вскрытия и подготовки новых горизонтов $C'_{ж}$;
 при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте $C_{к}$ с выделением в том числе доли затрат на железнодорожный $C_{ж}^*$ и автомобильный транспорт ($C_{к}^* = C_{к} - C_{ж}^*$);
 по вскрыше:
 при автомобильном транспорте $C_{а}$;
 при железнодорожном транспорте $C_{ж}$ с выделением периода вскрытия и подготовки новых горизонтов $C'_{ж}$.
 В расчетах принимались следующие основные положения.
 При железнодорожном транспорте. Для транспортировки руды и вскрыши с гор. 235 м и выше в качестве локомотива на плече откатки карьер — ст. Карьерная или Верхняя приняты тепловозы ТЭМ-1. Для перевозки руды до ст. Дробильная принималась тяга двумя спаренными электровозами Д-100м. На перевозке вскрыши до отвала № 1 используются тепловозы ТЭМ-1. В качестве транспортных сосудов приняты думпкары ВС-100 грузоподъемностью 100 т. Вагонов в составе восемь.
 При работе железнодорожного транспорта на гор. 220 м и ниже — в глубинной части карьера, а также с внутрикарьерного промежуточного склада на всем плече откатки от забоя экскаватора до ст. Дробильная и до отвала № 1 принимались тяговые агрегаты двойного питания $EL=10$ с двумя моторными думпками производства ГДР. При этом полезный вес груженого состава определен в 1230 т (одиннадцать 100-тонных думпков ВС-100 и два 65-тонных моторных думпкара).
 Скорости движения локомотивосоставов приняты на основании экспериментальных исследований, проведенных на карьерах Качканарского и Соколовско-Сарбайского комбинатов (табл. 67).
 При автомобильном и комбинированном транспорте. Для доставки вскрыши из забоя до отвалов (при

Таблица 67. Скорости движения локомотивосоставов, принятые в расчетах, км/ч

Участки и условия движения	Состав	
	груженный	порожний
Тепловозная тяга		
Передвижные пути в карьере	7,6	10,0
Пути выездных траншей с руководящим уклоном:		
подъем	—	6,8
спуск	15	—
Постоянные пути на поверхности	11,9	16,6
Временные пути на отвалах	8,1	9,9
Электровозная тяга		
Пути выездных траншей с руководящим уклоном:		
подъем	22,1	26,3
спуск	24,0	29,0
Постоянные пути на поверхности	26,8	27,7

Таблица 68. Скорости движения автосамосвалов БелАЗ-540 в карьерных условиях, км/ч

Участок движения	Груженный	Порожний
Горизонтальный	14,0	15,4
На уклоне до 8°/100:		
подъем	12,4	—
спуск	—	23,8

дальности не свыше 1,0—1,5 км) и руды до перегрузочного пункта (при дальности не более 1 км) приняты автосамосвалы БелАЗ-540 грузоподъемностью 27 т. При комбинированном транспорте перегрузка горной массы на внутрикарьерном складе принята механизированная с помощью экскаватора ЭКГ-8. Скорости движения автосамосвалов приняты на основании экспериментальных исследований, проведенных на Соколовско-Сарбайском комбинате (табл. 68).
 На погрузке горной массы в карьере приняты экскаваторы ЭКГ-8 при железнодорожном транспорте и ЭКГ-4 при автотранспорте.
 Отвалообразование при автомобильном транспорте — бульдозерное, при железнодорожном — с помощью экскаватора ЭКГ-8. Стоимость годового содержания основного оборудования, карьерных железнодорожных путей и автодорог с учетом фактических показателей Качканарского ГОКа принимались согласно следующим данным (тыс. руб.):

Тепловоз ТЭМ-1	67,0
Электровоз Д-100м	130,0
Тяговый дизель-контактный агрегат с двумя моторными думпками	244,0
Думпкар ВС-100	1,1
Автосамосвал БелАЗ-540	24,0
Экскаватор ЭКГ-8	121,0
Экскаватор ЭКГ-4	68,0
Бульдозер	12,5
Карьерные железнодорожные пути (1 км):	
передвижные	7,96
постоянные	6,77
Карьерные автодороги:	
забойные	2,44
постоянные	7,38

Результаты расчетов себестоимости погрузочно-транспортных работ представлены в виде графиков на рис. 109 и 110. Из рисунков видно, что по себестоимости погрузочно-транспортных работ на руде в диапазоне 310—100 м более выгодным оказывается железнодорожный транспорт в условиях уже вскрытых и подготовленных для нормальной эксплуатации горизонтов, и лишь на гор. 325 м нагорной части и в дне карьера с глубины 130 м от поверхности комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт становится экономически более эффективным. Однако в первоначальный, наиболее сложный период вскры-

тия и подготовки новых горизонтов железнодорожный транспорт является наиболее дорогим ($C'_{ж}$) на всех горизонтах глубинной части карьера.

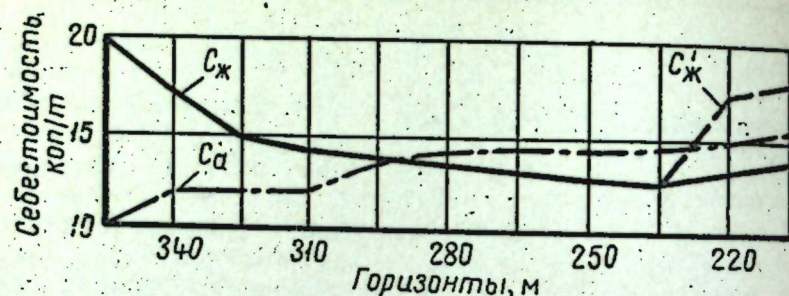


Рис. 109. Себестоимость погрузочно-транспортных работ на вскрыши по горизонтам при автомобильном C_a и железнодорожном $C_{ж}$ видах транспорта.

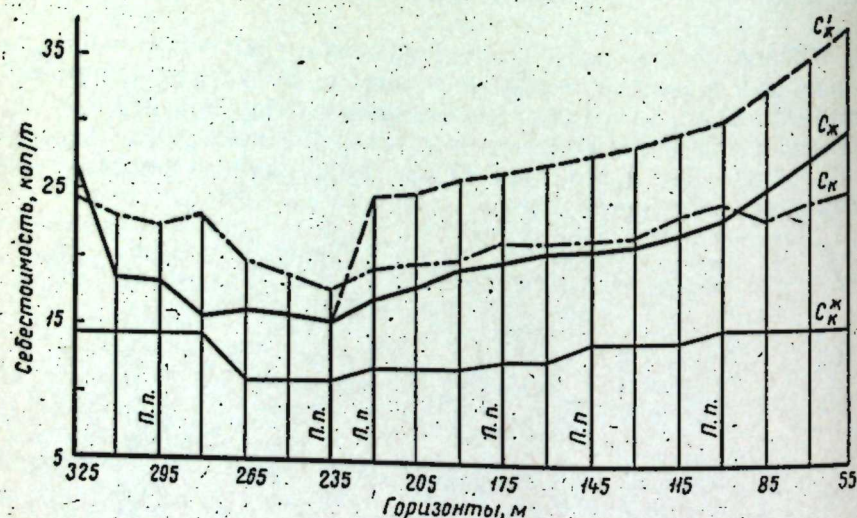


Рис. 110. Себестоимость погрузочно-транспортных работ на руде по горизонтам Главного карьера Качканарского ГОКа при различных видах транспорта: $C_{ж}$ — чисто железнодорожном; C_k — комбинированном автомобильно-железнодорожном; $C_{жк}$ — железнодорожном в первоначальный период вскрытия и подготовки новых горизонтов; $C_{жк}'$ — собственно железнодорожном при комбинации его с автомобильным. П. п. — пункт перегрузки.

В связи с этим, независимо от основного вида транспорта, проходку траншей и подготовку к нормальной эксплуатации всех видов вскрываемых горизонтов экономически более выгодно осуществлять с помощью автомобильного транспорта с последующей перегрузкой руд в железнодорожный транспорт на внутри-карьерных перегрузочных пунктах, устраиваемых на горизонтах 235, 220, 175, 145 и 100 м.

Руду с гор. 325 м экономически более выгодно доставлять автотранспортом до перегрузочного пункта на гор. 295 м.

Себестоимость погрузки, транспорта и отвалообразования вскрышных пород разграничивает экономически эффективную область применения различных видов транспорта следующим образом.

Разработка вскрыши на гор. 310—355 м экономичнее с помощью автотранспорта при доставке ее на существующие бульдозерные отвалы, расположенные не далее 1 км северо-восточнее Главного карьера.

На гор. 295 м себестоимость разработки вскрыши при обоих видах транспорта практически одинакова. Отработка вскрыши на гор. 205—280 м более целесообразна с помощью существующего железнодорожного транспорта.

В период вскрытия и подготовки гор. 220 и 205 м скальную вскрышу целесообразно транспортировать автосамосвалами на вновь организуемый бульдозерный отвал в районе юго-восточной границы карьера с возможностью последующего использования в полезных насыпях. В случае невозможности организации доставного отвала вскрышу от проходки траншей необходимо доставлять на отвал № 1 с помощью комбинированного транспорта при экскаваторной перегрузке на внутрикарьерном складе руды. В связи с незначительными объемами, вскрыши в глубинной части Главной залежи нарезку новых горизонтов целесообразно осуществлять с помощью автосамосвалов по руде, а вскрышу отрабатывать после устройства на горизонте железнодорожных путей.

Сравнение вариантов развития горных работ и схем транспорта Главного карьера

При сравнении вариантов развития горных работ и схем транспорта большое значение имеет правильный выбор транспортных средств. Для железнодорожного транспорта при сравнении вариантов были приняты, как наиболее рациональные, следующие транспортные средства:

а) для транспортировки руды с горизонтов нагорной части карьера (235 м и выше) — составы из восьми думпкаров ВС-100 при комбинированной тяге — тепловозы ТЭМ-1 от забоя до ст. Карьерная и двойная электровозная тяга (Д-100м) до ст. Дробильная;

б) для транспортировки руды с горизонтов-глубинной части карьера — дизель-контактные тяговые агрегаты ЕЛ-10 с моторными думпкарами при полезном весе поезда 1230 т (11 думпкаров по 100 т и 2 моторных думпкара по 65 т);

в) с перегрузочных пунктов при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте доставка руды тяговыми агрегатами ЕЛ-10 в контактном режиме.

В качестве основного средства подвижного состава автомобильного транспорта для работы в комбинации с железнодорожным принят автосамосвал БелАЗ-540.

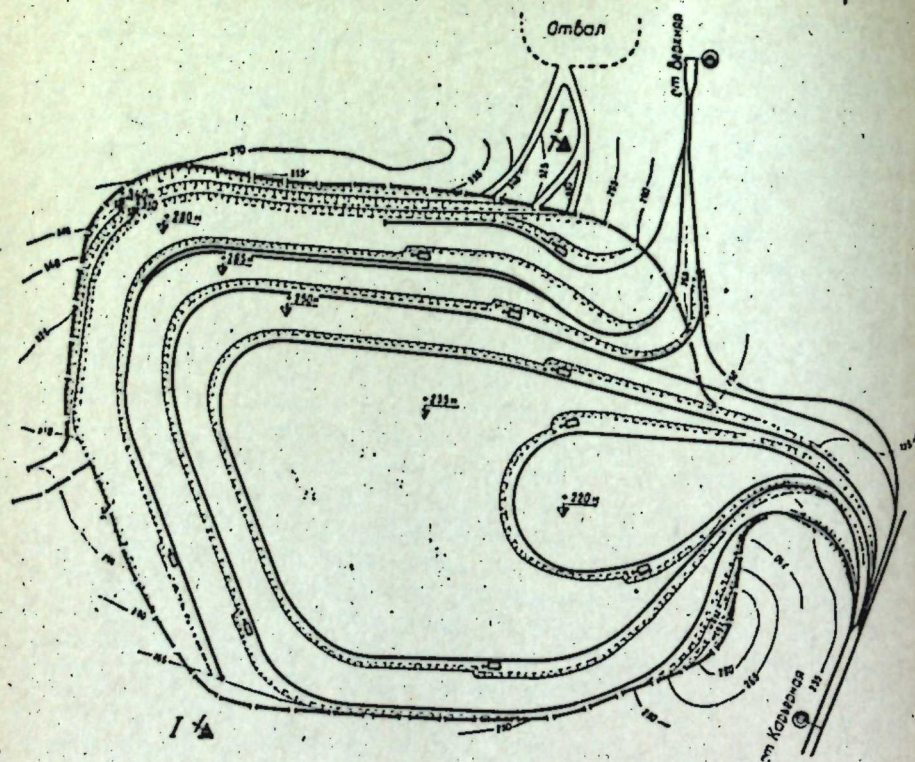


Рис. 111. План горных работ и внутрикарьерных железнодорожных путей Главного карьера по I варианту.

Выше была показана взаимосвязь между основными параметрами и направлением развития горных работ, схемой транспорта, качественной характеристикой добываемых руд и показателями их обогащения.

С учетом этого для сравнения принято три варианта развития горных работ и соответствующие им рациональные схемы транспорта на ближайшие 5 лет.

I вариант. Оработка в первые годы преимущественно нагорной части месторождения при сохранении существующей схемы железнодорожного транспорта — тепловозы ТЭМ-1 до ст. Карьерная или Верхняя и далее, — спаренные электровозы Д-100м до ст. Дробильная (рис. 111). Данный вариант в принципе соответствует принятому в проекте Уралгипроруды (рис. 112).

Основным достоинством варианта является простота ведения горных работ и относительно благоприятные условия для работы горно-транспортного оборудования. Недостаток — оработка, в

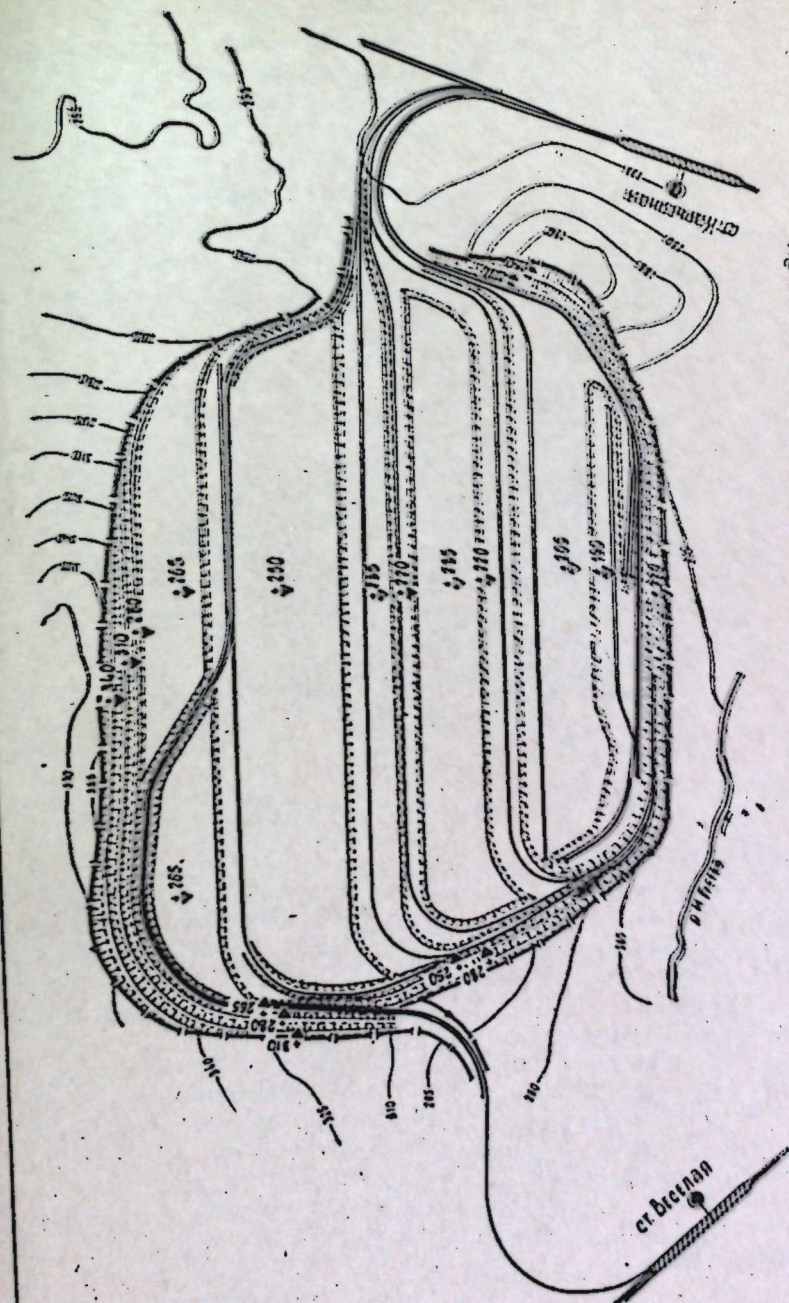


Рис. 112. План горных работ Главного карьера на конец 1970 г. по проекту Уралгипроруды.

основном, дисперсно- и тонковкрапленных руд в периферийных участках залежи с пониженным содержанием железа и ванадия.

II вариант. Максимально возможное понижение горных работ при железнодорожном транспорте. Достоинство варианта — отработка более легко обогащаемых руд по сравнению с I вариантом;

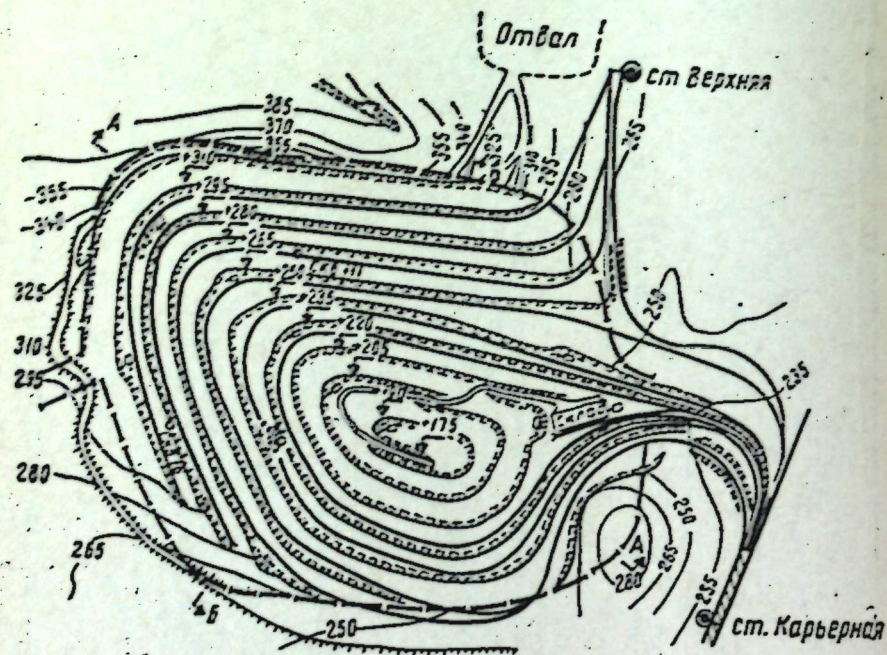


Рис. 113. План горных работ и транспортных коммуникаций по III варианту.

недостаток — большой объем работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов, что связано с ухудшением технико-экономических показателей погрузочно-транспортных работ, вызванным снижением производительности экскаваторов и локомотивосоставов, а также увеличением протяженности железнодорожных путей в карьере.

III вариант. Отработка, в основном, глубинной части месторождения с помощью комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта (рис. 113). При этом предполагается, что по мере отработки вновь вскрытого горизонта с помощью автомобильного транспорта осуществляется устройство постоянного или долговременного железнодорожного съезда и переход на работу с помощью железнодорожного транспорта. Экскаваторные перегрузочные пункты располагаются в контуре карьера и переносятся через 1—3 горизонта по мере понижения горных работ.

Достоинством данного варианта является резкое снижение

в ближайшие 5 лет эксплуатации доли труднообогатимых руд по сравнению со вторым и особенно первым вариантами, а также создание нормальных условий работы добычных экскаваторов при вскрытии и подготовке новых горизонтов за счет применения автотранспорта и улучшение условий работы железнодорожного транспорта в связи с сокращением передвижных путей, с уменьшением времени погрузки составов на перегрузочных пунктах по сравнению с забоями в карьере.

Наглядное сопоставление вариантов по направлениям развития горных работ и соотношению руд различных типов можно сделать на основании разреза по I—I (см. рис. 105). Наличие дополнительной емкости на погрузочном пункте обеспечивает более ритмичную работу дробильно-обогажительного комплекса.

Для оценки эффективности сравниваемых транспортных схем и определения рациональных условий применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта может быть использована экономико-математическая модель, учитывающая все изменения в технологическом процессе, вызванные изменением схемы и параметров транспорта. С учетом качественной характеристики руд различных сортов и показателей их обогащения оптимальный вариант соответствует максимуму целевой функции.

$$Z = P - S \quad (41/4)$$

$$P = \sum_i Q_i y_{ij} \{ C_j [1 + (Fe_{ij} - Fe_j) \Delta] + 5,6 V_{ij} C_v \} \quad (42/4)$$

$$y_{ij} = \varphi(Fe_i, Fe_{ij}) \quad (43/4)$$

$$V_{ij} = \varphi(V_i, Fe_{ij}) \quad (44/4)$$

$$S = \sum_k N_k A_k + \sum_m L_m^a a_m + \sum_n L_n^b b_n + EK_3, \quad (45/4)$$

где P — стоимость концентрата в отпускных ценах, тыс. руб.;
 S — приведенные затраты на погрузочно-транспортные работы, тыс. руб.;

Q_i — годовой объем добычи руд i -го типа, тыс. m ;

y_{ij} — выход железованадиевого концентрата после обогащения руд i -го типа в j -ом режиме;

C_j — отпускная цена 1 m концентрата при базовом содержании железа, руб.;

Fe_i, Fe_{ij} — содержание железа в исходной руде и концентрате руд i -го типа, %;

Fe_j — базовое содержание железа в концентрате, %;

Δ — коэффициент, учитывающий изменение отпускной цены при отклонении содержания железа в концентрате от базового на $T\%$;

V_i, V_{ij} — содержание пятиоксида ванадия в исходной руде и концентрате, %;

5,6 — коэффициент пересчета на металлический ванадий;

C_v — стоимость 1 кг металлического ванадия в концентрате, руб.;

N_k — потребное количество k -го типа;

A_k — стоимость годового содержания единицы оборудования k -го типа, тыс. руб.;

L_m^a, a_m — протяженность и стоимость годового содержания 1 км автодорог m -го типа, км и тыс. руб.;

L_n^x, b_n — протяженность и стоимость годового содержания 1 км железнодорожных путей n -го типа, км и тыс. руб.;

E — нормативный коэффициент народнохозяйственной эффективности;

K_2 — капитальные затраты по вариантам, тыс. руб.

При некоторой внешней сложности формулировки задачи методика ее решения довольно проста и сводится к следующему.

По каждому из рассматриваемых вариантов определяются показатели производительности оборудования, его количество, стоимость приобретения и содержания по комплексу погрузочно-транспортных работ, а также показатели выпуска концентрата в зависимости от объема добычи и качественной характеристики руд различных сортов. Величина целевой функции Z не является истинным показателем прибыли, так как из общей суммы стоимости товарной продукции P вычитаются не все затраты, а только та их часть, которая изменяется по величине в различных вариантах. Однако приращение значения целевой функции ΔZ в одном варианте по сравнению с другим является дополнительной прибылью. В связи с этим данная модель не дает возможности определить, рентабелен ли тот или иной вариант, но она позволяет сравнить варианты между собой и выбрать наиболее экономичный.

Порядок определения входящих величин в формулы (41/4) — (45/4) следующий.

Годовой объем добычи руды по типам определяется, исходя из положения горных работ по вариантам путем планирования на погоризонтных планах.

Выход концентрата и содержание в нем железа при обогащении различных сортов руд определяются по формулам (40/4) или номограмме (см. рис. 108). Содержание их в исходной руде принимается на основании данных детальной геологической разведки или обработки фактических показателей работы комбината за предыдущий период.

Потребное количество оборудования по вариантам может быть рассчитано по следующим формулам:

а) экскаваторы

$$N_s = \sum_i N_s^i = \sum_i \frac{Q_r^i (t_{\text{пор}} + t_{\text{ож}}) K_{\text{н}} K_{\text{ин}}}{T_r n T_{\text{см}} K_{\text{ис}} q_c}, \quad (46/4)$$

б) локомотивы и автосамосвалы

$$N_a = \sum_i N_a^i = \sum_i \frac{Q_r^i K_{\text{н}} K_{\text{ин}} [t_{\text{пор}} + t_{\text{раз}} + t_3 + 60 L_m \left(\frac{1}{v_{\text{гр}}} + \frac{1}{v_{\text{пор}}} \right)]}{T_r n T_{\text{см}} K_{\text{ис}} q_c} \quad (47/4)$$

где Q_r^i — годовой объем добычи горной массы на i -ом горизонте, тыс. т;

$t_{\text{пор}}, t_{\text{раз}}, t_3$ — время погрузки, разгрузки и задержек локомотивосостава (автосамосвала), ч;

$t_{\text{ож}}$ — время ожидания экскаватором очередного состава, ч;

$K_{\text{н}}$ — коэффициент неравномерности добычи;

$K_{\text{ин}}$ — коэффициент перехода от рабочего парка к инвентарному;

T_r — число дней работы в году;

n — число смен в сутки;

$T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч;

$K_{\text{ис}}$ — коэффициент использования сменного времени;

q_c — полезный вес состава, т;

L_m — расстояние транспортирования по железнодорожным путям (автодорогам) m -го типа, км;

v_m — скорость движения на m -ом участке, км/ч.

При технико-экономическом сравнении вариантов развития горных работ и схем транспорта приняты:

объемы руды (по типам) и вскрыши за ближайшие, начиная с 1967 г., пять лет, соответствующие принятому направлению

Таблица 69. Объемы и соотношение типов руд и вскрыши на 1967—1972 гг. по вариантам

Таблица 30. на 1967—1972 гг. по вариантам						
Варианты	Руда*				Вскрыша, млн. м ³	Коэффициент вскрыши м ³ /т
	всего	в том числе по типам				
		крупно- и средне- вкраплен- ная	мелко- вкраплен- ная	тонко- и дисперсно- вкраплен- ная		
I. Железнодорожный транспорт (отработка на- горной части)	82,5 100	30,0 36,4	31,06 37,6	21,44 26,0	14,6	0,177
II. Железнодорожный транспорт (максимальное понижение горных работ в глубину)	82,5 100	41,8 50,6	25,8 31,3	14,9 18,1	13,9	0,168
III. Комбинированный ав- томобильно-железнодорож- ный транспорт	82,5 100	49,96 60,5	20,58 25,0	11,96 14,5	12,44	0,151

Примечание. В числителе — млн. т; в знаменателе — %.

развития горных работ при различных транспортных схемах, определенные планиметрированием по слоевым (погоризонтным) планам (табл. 69);

типы смесей руд и соответствующие им содержания железа в рудах, подаваемых на фабрику, определенные на основании статистической обработки производственных показателей Качканарской обогатительной фабрики за 220 суток (январь — август) 1966 г.;

Таблица 70: Техничко-экономические показатели вариантов развития транспортных схем Главного карьера (среднегодовые за 5 лет)

Показатель	Варианты		
	железнодорожный транспорт		комбинированный транспорт
	I вариант	II вариант	III вариант
	отработка нагорной части	максимальное понижение горных пород	
Годовой объем добычи руд, тыс. т	16500	16500	16500
Крупно- и средневкрапленных	6000	8350	9970
Мелковкрапленных	6200	5160	4130
Дисперсно- и тонковкрапленных	4300	2990	2400
Содержание железа в руде, %	17,2	17,4	17,6
Объем вскрыши, тыс. м ³	2920	2780	2500
Понижение горных работ, м/год	3,0	6,0	12,0
Объем работ на автотранспорт	—	—	5000
Руда, тыс. т	400	350	650
Вскрыша, тыс. м ³	5	4	22
Потребное количество автосамосвалов БелАЗ-540	—	—	—
Затраты на погрузочно-транспортное оборудование, внутрикарьерные железнодорожные пути и автодороги, тыс. руб.	8138,5	8169,1	8197,4
Капитальные	3919,3	4016,0	4096,0
Эксплуатационные	5059,3	5160,0	5241,0
Приведенные (S)	3000,0	3110,0	3230,0
Количество концентрата с содержанием железа 60%, тыс. т	22560,0	23340,0	24240,0
Стоимость концентрата в отпускных ценах с учетом ванадия (P), тыс. руб.	17508,7	18180,0	18999,0
Значение $Z = P - S$, тыс. руб.	—	671,3	1390,3
Дополнительная прибыль в сравнении с вариантом I, тыс. руб.	—	—	—

содержание пятиокиси ванадия в исходной руде, рассчитанное по качественной характеристике, полученной на комбинате; выход концентрата при базовом содержании железа 60%, рассчитанный по формулам (40/4). При этом руда по варианту I соответствует второму типу смеси, по варианту II — средним

показателям между вторым и первым типами смесей, руда варианта III — первому типу смеси; содержание и выход металлического ванадия в концентрате, рассчитанные в соответствии с рекомендациями Уралмеханобра; действовавшие в 1966 г. отпускные цены на концентрат и металлический ванадий;

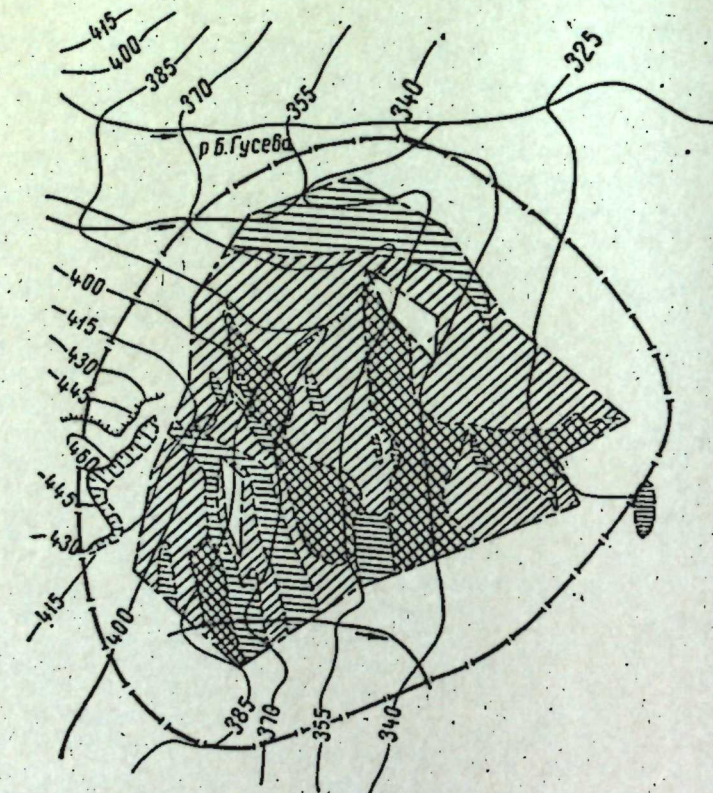
капитальные затраты, эксплуатационные расходы и приведенные затраты, определенные расчетом. При определении приведенных затрат коэффициент народнохозяйственной эффективности принят 0,14, согласно установленным нормативам.

В табл. 70 приведены основные результаты расчетов по сравниваемым вариантам. Вариант с комбинированным транспортом характеризуется наилучшими показателями, обеспечивающими получение наибольшей годовой дополнительной прибыли (1,39 млн. руб.), в сравнении с запланированным вариантом железнодорожного транспорта. При весьма незначительном превышении капитальных, эксплуатационных и приведенных затрат экономическая эффективность варианта III достигается за счет лучшего качества руд (наибольшая доля крупно- и средневкрапленных при более высоком содержании железа); наименьшего годового объема вскрышных работ; наиболее высокой производительности горно-транспортного оборудования на всей технологической цепи от забоя до дробильной фабрики (отвалов) и особенно в наиболее сложный — первоначальный период вскрытия и подготовки новых горизонтов, вследствие применения автомобильного транспорта; планомерной подачи на дробильную фабрику руд равномерно усредненного качества благодаря организации внутрикарьерного промежуточного склада экскаваторного типа; получения наибольшего количества концентрата.

Таким образом, из трех рассмотренных вариантов развития горных работ и транспортных схем в условиях Главного карьера экономически наиболее эффективным является вариант комбинированного автомобильно-железнодорожного перегрузочного пункта, выполняющего роль усреднительного склада. При этом рекомендуются следующие рациональные области различных видов транспорта:

а) комбинированный — при добыче руды на горизонте 325 м и выше в нагорной части карьера с перегрузкой на горизонте 295 м; в период вскрытия и подготовки новых горизонтов в глупинной части: по руде — с гор. 220 м, по вскрыше — с гор. 190 м и ниже; в дне карьера при разработке горизонтов 80—55 м; б) железнодорожный — на гор. 310—235 м нагорной части карьера; при отработке предварительно вскрытых и подготовленных к нормальной эксплуатации с помощью автомобильного транспорта гор. 220—100 м; с внутрикарьерных складов руд; в) автомобильный — для транспортировки вскрыши в отвал с гор. 355—310 м нагорной части и при вскрытии гор. 220—205 м.

Внутрикарьерный промежуточный склад экскаваторного типа рекомендуется организовывать в горловине выездной траншеи, первоначально (в период вскрытия и подготовки гор. 220 м) на гор. 235 м, а затем на гор. 220, 175, 145 и 100 м.



Условные обозначения:
 Крупно-среднекрупные руды
 Мелкокрупные руды
 Тонкокрупные руды
 Контур подсчета запасов
 Контур карьера по поверхности

Рис. 114. План Западной залежи.

Емкость склада — 120 тыс. т из расчета обеспечения трехсуточного запаса. При доставке руды с гор. 325 м разгрузка автосамосвалов предполагается с откоса уступа на гор. 310 м в забой ближайшего экскаватора.

Годовой объем работ на автотранспорт составляет по руде 5 млн. т, по вскрыше 650 тыс. м³. Расстояние транспортирования автосамосвалами до 1 км на руде и до 1,5 км на вскрыше при вывозке ее на внешние отвалы. По мере отработки Главного

карьера доля труднообогатимых руд постепенно с глубиной уменьшается, что позволит осуществлять в большинстве забоев валовую выемку руд и переход на непосредственную их перегрузку из автосамосвалов в думпкеры.

Исследование эффективности применения автомобильно-железнодорожного транспорта на Западном участке

Западный участок Северного карьера расположен на одной из шести основных залежей Гусевгорского месторождения (см. рис. 101). Строительство карьера на Западной залежи начато в 1967 г. Рабочим проектом института Уралгипроруда производительность Западного участка по руде в первый период эксплуатации определена в 8,25 млн. т в год. Более высокое качество руд Западной залежи по сравнению с Главной позволяет ожидать лучшие технико-экономические показатели ее разработки.

С точки зрения вскрытия Западная залежь имеет ряд особенностей, в частности сложный рельеф местности на площади будущей карьера. Эта особенность, в целом характерная для залежей Гусевгорского месторождения, проявляется здесь в большей степени, чем на Главном карьере, так как при том же перепаде высот (140 м) площадь Западной залежи меньше, чем Главной (рис. 114). Вторая особенность — качественное разнообразие руд по структуре и неравномернозернистая вкрапленность (табл. 71).

Работа на Западном участке только начинается, поэтому все варианты транспортных схем с этой точки зрения находятся в равных условиях. Институт Уралгипроруда на различных стадиях проектирования неоднократно рассматривал вопрос выбора вида транспорта и схемы вскрытия Западного участка. В проектном задании был принят следующий вариант:

а) отработка на горной части на автотранспорт с перегрузкой на железнодорожный транспорт

Таблица 71. Технологические показатели обогатимости руд Западной залежи (в соответствии с исследованиями института Уралмеханобр и Качканарского ГОКа)

Показатель	Руды		
	крупно-и средне-вкрапленные	мелко-вкрапленные	тонко- и дисперсно-вкрапленные
Содержание железа в руде, %	18,3	17,2	16,5
Выход концентрата, %	19,4	17,9	16,8
Содержание железа в концентрате, %	64,2	63,5	63,5

на борту карьера, а вскрыши — на железнодорожный транспорт с вывозкой через ст. Породная (см. рис. 101);
 б) отработка глубинной части на железнодорожный транспорт с устройством спирального заезда.

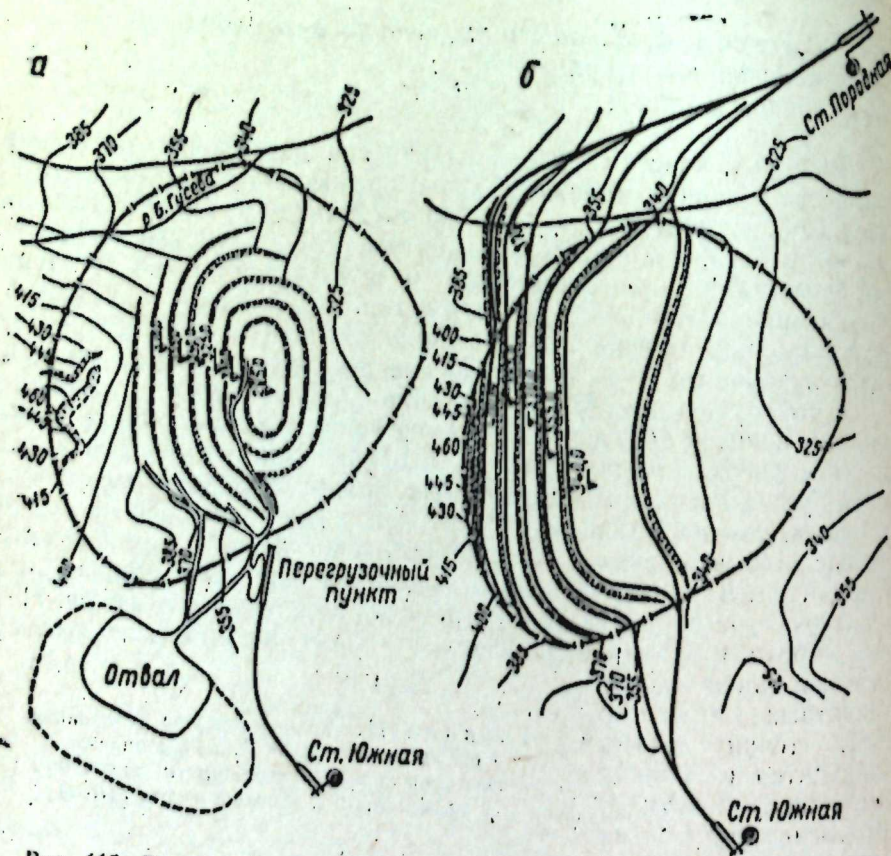


Рис. 115. Варианты отработки Западного участка при комбинированном (а) и железнодорожном (б) транспорте.

В рабочих чертежах принят чисто железнодорожный транспорт на руде и на вскрыше.

С целью выявления рационального варианта развития горных работ и схемы транспорта горной массы в ИГД МЧМ СССР проведено сравнение двух вариантов;

1-й вариант — первоочередная отработка центральной и глубинной частей залежи с помощью комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта с устройством перегрузочного пункта на борту карьера;

2-й вариант — первоочередная отработка нагорной части с помощью железнодорожного транспорта (рис. 115).

Основным достоинством 1-го варианта является то, что применение автосамосвалов в период строительства в первые годы эксплуатации позволяет вскрыть участки легко- и среднеобогатимых руд повышенного качества в центральной части Западной залежи. Упрощается в этом случае также отработка самых верхних горизонтов на нагорной части залежи, где устройство железнодорожных заводов крайне трудно. Предусматривается использование автосамосвалов БелАЗ-540. Перегрузка руды — на борту карьера на экскаваторном складе. Расстояние транспортирования автосамосвалами не превышает 1—1,2 км.

Доставка руды с перегрузочного пункта до ст. Дробильная (через ст. Южная) предусматривается железнодорожными составами при полезном весе поезда 1230 т. В качестве локомотива приняты тяговые агрегаты с двумя моторными думпками типа ЕЛ-10. Для погрузки горной массы в карьере предусматриваются экскаваторы ЭКГ-4,6, на перегрузочном пункте, в соответствии с объемом работ — по одному экскаватору ЭКГ-8 и ЭКГ-4,6. При варианте железнодорожного развития горных работ. Руко-

Таблица 72. Сравнение вариантов транспорта горной массы на Западном участке

Показатель	Варианты	
	I—комбинированный	II—железнодорожный
Годовой объем добычи руд, тыс. т	6750	6750
В том числе:		
крупно- и средневкрапленных	3300	540
мелковкрапленных	3050	4390
тошковкрапленных	400	1820
Содержание железа в руде, %	17,7	17,1
Годовой объем вскрыши, тыс. м ³	1300	1300
Потребное количество автосамосвалов грузоподъемностью 27 т	20	—
Затраты на погрузочно-транспортное оборудование, карьерные и отвальные железнодорожные пути и автодороги, тыс. руб.		
капитальные	5040	5824
эксплуатационные	2403	2427
приведенные	3168	3242

Таблица 72

Показатель	Варианты	
	I—комбинированный	II—железнодорожный
Количество концентрата, тыс. т	1253	1196
Содержание полезных компонентов в концентрате, %:		
железа	6385	63,55
ванадия	0,717	0,709
Стоимость концентрата в отпускных ценах, тыс. руб.	10400	9880
Значение $Z=P-S$, тыс. руб.	7232	6638
Дополнительная прибыль в сравнении со II вариантом, тыс. руб.	594	—

Таблица 73. Расчет капитальных затрат и эксплуатационных расходов по вариантам транспортных схем для Западного участка

Наименование	Стоимость, тыс. руб.	Варианты транспорта			
		комбинированный		железнодорожный	
		количество	общая стоимость, тыс. руб.	количество	общая стоимость, тыс. руб.
А. Капитальные затраты					
Экскаваторы ЭКГ-4,6	98,0	7	686,0	—	—
Экскаваторы ЭКГ-8	248,8	1	248,8	5	1244,9
Бульдозеры	4,6	8	36,8	5	23,0
Тяговые агрегаты с двумя моторными думпками	240,0	3	720,0	6	1440,0
Думпки ВС-100	17,0	40	680,0	80	1360,0
Автосамосвалы БелАЗ-540	32,0	29	928,0	—	—
Автогараж (5,5 тыс. руб. × 29)	160,0	1	160,0	—	—
Электровагонное депо	51,8	1	51,8	—	—
То же	103,5	—	—	1	103,5
Железнодорожные пути, км:					
постоянные	32,0	1,0	32,0	10,3	329,6
передвижные	27,8	—	—	8,5	236,4
Карьерные автодороги, км:					
постоянные	22,0	2,8	61,6	—	—
забойные	5,3	9,0	47,7	—	—

Таблица 73.

Наименование	Стоимость, тыс. руб.	Варианты транспорта			
		комбинированный		железнодорожный	
		количество	общая стоимость, тыс. руб.	количество	общая стоимость, тыс. руб.
Горнокапитальные работы к сдаче в эксплуатацию тыс. м³	0,75	1850	1387,5	1450	1087,5
Итого капитальных затрат	—	—	5040	—	5824
Б. Эксплуатационные расходы					
Годовое содержание					
Экскаваторов ЭКГ-4,6	70,0	7	490	—	—
Экскаваторов ЭКГ-8	121,0	1	121	5	605
Бульдозеров	12,5	8	100	5	62,5
Тяговых агрегатов с двумя моторными думпками	244,0	3	732	6	1464
Думпки ВС-100	1,1	40	44	80	88
Автосамосвалов БелАЗ-540	31,0	29	899	—	—
Ремонтно-гаражного хозяйства	0,342	29	9,9	—	—
Электровагонного депо	18	1	18	—	—
То же	25	—	—	1	25
Станции Порожняк	15,8	—	—	1	15,8
Постов и диспетчерского пункта (4,8 тыс. руб. × 5 + 5,8 тыс. руб.)	—	—	—	5	29,8
Карьерных железнодорожных путей, км:					
постоянных	6,77	1,0	6,77	10,3	69,7
передвижных	2,96	—	—	8,5	67,6
Карьерных автодорог, км:					
постоянных	2,38	2,8	26,6	—	—
забойных	2,44	9,0	22,0	—	—
Итого годовые эксплуатационные расходы	—	—	2463	—	2127

Примечание. Одинаковые для обоих вариантов статьи расходов в расчетах не учитывались.

водящий уклон — 50%. Заезд на гор. 340 и 355 м осуществляется непосредственно со ст. Южная, а на вышележащие горизонты — через ст. Породная. Для погрузки горной массы в карьере и на отвале предусматриваются экскаваторы ЭКГ-8.

На расчетный год по объемам пускового комплекса (руда — 6,75 млн. т, вскрыша 1,3 млн. м³) произведено сравнение вариантов по следующим показателям: горнотехнические показатели, качественно-количественная оценка исходной руды и получаемого концентрата, капитальные затраты, эксплуатационные расходы, приведенные затраты, экономическая эффективность транспортных схем.

Результаты расчетов по вариантам приведены в табл. 72, а расчеты капитальных затрат и эксплуатационных расходов — в табл. 73.

Методика определения основных показателей аналогична приведенной выше для Главного карьера. Из табл. 72 видно, что при одинаковых годовых объемах работ по руде и вскрыше вариант комбинированного транспорта характеризуется лучшими показателями: добыча руд лучшего качества как по текстуре, так и по содержанию полезных компонентов; большим количеством концентрата и более высоким содержанием в нем железа и ванадия; меньшими капитальными и приведенными затратами при незначительном превышении эксплуатационных расходов. В конечном итоге обеспечивается получение дополнительной годовой прибыли в сумме 594 тыс. руб. в сравнении с вариантом железнодорожного транспорта.

Помимо этого, положительное влияние на эффективность комбинированного транспорта оказывает возможность усреднения качества руд на промежуточном складе, равномерная подача на фабрику руд нужного качества, а также более высокая производительность погрузочно-транспортного оборудования.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Стр.

3

Предисловие

Автомобильный транспорт

Рациональные условия, границы, объемы и периоды применения автомобильного транспорта на рудных карьерах	5
Особенности конструкции и эксплуатационные качества новых большегрузных автосамосвалов	14
Режим работы автомобильного карьерного транспорта	27
Особенности эксплуатации автотранспорта при селективной разработке руд	38
Борьба с налипанием и намерзанием на кузов автосамосвалов	47
Борьба с пылеобразованием и обледенением на автомобильных дорогах в карьерах	58
Технико-экономический анализ работы большегрузных автосамосвалов на карьерах	67
Пути снижения стоимости автомобильного транспорта на карьерах	75
Автоматизация карьерного автомобильного транспорта	84
Расчетные параметры карьерного автомобильного транспорта	90

Железнодорожный транспорт

Внедрение моторвагонной тяги на карьерном транспорте	103
Тяговые агрегаты постоянного тока напряжением 1500 в	106
Тяговые агрегаты постоянного тока напряжением 3000 в	115
Тяговые агрегаты переменного тока типа EL-10	120
Выбор мощности автономного источника питания тяговых агрегатов	130
Выбор рационального соотношения и количества локомотивов	137
Влияние количества на действующих карьерах	147
Влияние количества и эксплуатационной надежности работы локомотивов на производительность транспортной системы	152
Безопасность движения поездов на железнодорожных уклонах	169
Автоматизация карьерного железнодорожного транспорта	

Конвейерный транспорт

Область применения конвейерного транспорта на открытых работах	184
Схемы вскрытия карьеров при конвейерном транспорте	189
Технические средства конвейерного транспорта на отечественных карьерах	197
Виды конвейеров и лент, применяемых на зарубежных карьерах	205
Сроки службы резино-канатных конвейерных лент в Советском Союзе	215
Условия рационального применения магистральных конвейерных линий	226
Технико-экономические показатели конвейерного транспорта	241
Автоматизация карьерного конвейерного транспорта	255

353

Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт

Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт — основная тенденция развития карьерного транспорта СССР	269
Особенности технологического процесса на карьерах с комбинированным транспортом	279
Опыт применения и основные схемы комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта	287
Расчет параметров комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта	301
Применение комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта на различных этапах развития карьера	314
Оценка эффективности применения автомобильно-железнодорожного транспорта на карьерах Качканарского горно-обогатительного комбината	322

М. В. Васильев, Б. В. Фаддеев,
С. Л. Фесенко, В. Л. Яковлев

ТРАНСПОРТ РУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Редактор М. Крыжова
Художник М. Зарипов
Технический редактор К. Проскурикова
Корректоры М. Свалухина,
Н. Рабинович