

**Бахтурин Юрий Алексеевич**  
кандидат технических наук,  
заведующий лабораторией транспортных  
систем карьеров и геотехники,  
Институт горного дела УрО РАН,  
г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58  
e-mail: [bakh2008@yandex.ru](mailto:bakh2008@yandex.ru).

**АКТУАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ  
ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА  
КАРЬЕРОВ\***

*Аннотация:*

*В статье приводятся: методика прогнозной оценки энергетических затрат на работу тяговых средств карьерного железнодорожного транспорта с учетом увеличения высоты подъема горной массы по текущему изменению центра тяжести объемов перевозки горной массы; результаты имитационного моделирования работы железнодорожного транспорта и обоснована провозная способность схемы путевого развития рудовозного района карьеров ОАО «ЕВРАЗ КГОК», представлены методика, средства, а также опыт тормозных испытаний подвижного состава на карьере ОАО «Ураласбест»*

*Ключевые слова: карьерный железнодорожный транспорт, энергетические затраты, высота подъема горной массы, имитационное моделирование, провозная способность схем путевого развития, экспертиза промышленной безопасности, тормозные испытания*

**Bakhturin Yury A.**  
candidate of technical sciences,  
the head of the laboratory  
of open pits transport systems  
and geo-technique,  
The Institute of Mining UB RAS  
Yekaterinburg, Mamin-Sibiriyak str., 58  
e-mail: [bakh2008@yandex.ru](mailto:bakh2008@yandex.ru).

**URGENT PROBLEMS OF OPEN  
PITS' RAILWAY TRANSPORT**

*Abstract:*

*The paper presents the procedure of forecast evaluation energy expenditures for operating traction facilities of open pit railway transport with due regard for increasing the rock mass hoisting height at the current gravity center changing the volumes of rock mass transportation; the simulation results of railway transport operation are cited. The carrying capacity scheme of railway track and gridiron arrangement is grounded for an ore-carrying district of the JSC "Eurasia KGOK". The procedure, facilities as well as the practice of rolling stock brake tests in the JSC "Ural-asbest." open pit are presented*

*Key words: open pit railway transport, energy expenditures, rock mass hoisting height, simulation, carrying capacity of the schemes of railway track and gridiron arrangement, industrial safety examination, brake tests*

Транспортирование горной массы – один из основных и наиболее трудоемких процессов открытых горных работ. По мере роста глубины карьеров доля затрат на карьерный транспорт доходит до 55 и даже 70 % в общих затратах на добычу полезного ископаемого. Транспортная составляющая оказывает значительное влияние на решение основных научных и проектных задач геотехнологии. Основными факторами, определяющими развитие карьерного транспорта, являются систематически ухудшающиеся горно-геологические и горнотехнические условия разработки. Известно, что развитие открытого способа разработки сопровождается ростом концентрации производства, увеличением глубины и пространственных размеров карьеров, расстояния и сложности транспортирования горной массы. Определяющим при этом является показатель глубины карьера [1]. В современных условиях на крупных железорудных, угольных и ас-

\* Статья выполнена по результатам исследований, финансируемых по программе Президиума РАН № 27 «Фундаментальный базис инновационных технологий оценки, добычи и глубокой комплексной переработки стратегического минерального сырья, необходимого для модернизации экономики России». Проект: «Разработка инновационных технологий добычи и рудоподготовки стратегического минерального сырья на основе геолого-технологической оценки месторождений и техногенных объектов Уральского региона»

бестовых карьерах России и стран СНГ одним из основных видов технологического транспорта продолжает оставаться железнодорожный. При этом следует иметь в виду, что увеличение глубины карьеров до 400 м и более при интенсивной разработке крутопадающих месторождений приводит к отставанию на 100 – 150 м в понижении системы железнодорожных съездов, снижению на 25 – 40 % производительности горнотранспортного оборудования при одновременном повышении в 1,5 – 2 раза стоимости и энергоемкости транспортирования вследствие высоты подъема и общего расстояния перевозок. В связи с этим особый интерес представляет определение энергетических затрат на работу тяговых средств карьерного железнодорожного транспорта с возможностью их прогнозирования с ростом глубины карьера.

Величина энергетических затрат за время оборота локомотивосостава с учетом выделения характерных участков выразится следующим образом [2]:

$$\mathcal{E}_c = \sum \mathcal{E}_{вк}^z + \sum \mathcal{E}_n^z + \sum \mathcal{E}_{нк}^z + \sum \mathcal{E}_{вк}^x + \sum \mathcal{E}_c^x + \sum \mathcal{E}_{нк}^x + \sum \mathcal{E}_m, \quad (1)$$

где  $\mathcal{E}_c$  – суммарные энергозатраты в течение рейса локомотивосостава, кВт·ч;

$\sum \mathcal{E}_{вк}^z, \sum \mathcal{E}_{вк}^x$  – энергозатраты, соответственно, в грузовом и порожняковом направлениях при движении по горизонтальным участкам внутрикарьерных коммуникаций и отвалов, кВт·ч;

$\sum \mathcal{E}_n^z, \sum \mathcal{E}_c^x$  – энергозатраты на участках с подъемами и спусками в грузовом и порожняковом направлениях, кВт·ч;

$\sum \mathcal{E}_{нк}^z, \sum \mathcal{E}_{нк}^x$  – энергозатраты, соответственно, в грузовом и порожняковом направлениях при движении на участках с постоянными коммуникациями, кВт·ч;

$\sum \mathcal{E}_m$  – энергозатраты на маневровые операции (перемещение локомотивосоставов в забоях, на фабриках крупного дробления, при изменении направления движения в карьере, на постоянных коммуникациях и отвалах, в том числе затраты на дизельное топливо при движении по забойным путям в перерасчете на кВт·ч.

Среди составляющих энергетических затрат наибольший интерес представляет работа технологического железнодорожного транспорта на участках подъема, поскольку на них эти затраты наибольшие и по опыту эксплуатации на ряде карьеров достигают 60 – 70 %. Общие энергетические затраты на преодоление высоты подъема представляется возможным определять следующими способами. В одном из них вся трасса схемы путевого развития разбивается на отдельные элементы с примерно равными средневзвешенными уклонами ( $i_{срвз}$ ). Для каждого из этих участков путем замера или расчета определяется средняя величина тока ( $J_{ср}$ ), время движения по  $j$ -му участку ( $t_j$ ). Общие энергетические затраты на преодоление высоты подъема

$$\mathcal{E}_n^z = \frac{Q \sum_1^j U J_{ср} t_j}{q_n n_g} = n \sum_1^j P_j t_j, \quad (2)$$

где  $Q$  – объемы перевозок горной массы, т;

$U$  – напряжение в контактной сети, кВ;

$J_{ср}$  – средняя величина тока при движении по  $j$ -му участку;

$q_n$  – полезная масса вагона, т;

$n_g$  – количество вагонов в поезде;

$n$  – количество рейсов поездов;

$P_j$  – реализуемая мощность тяговых средств на  $j$ -м участке подъема (спуска).

В первом случае (2) высота подъема горной массы выражена неявно. Предлагается устанавливать работу железнодорожного транспорта по подъему горной массы следующим образом:

$$A_n^z = \frac{(P_{cy} + Q_1)(\omega_0 + i_{cpe})}{i_{cpe}} \cdot H_{um},$$

где  $A_n^z$  – работа тягового средства на подъем горной массы, Дж;

$P_{cy}$  – сцепная масса локомотива, т;

$Q_1$  – прицепная масса поезда, т;

$\omega_0$  – основное удельное сопротивление движению поезда, равное 2,5 – 3,0 н/Кн;

$i_{cpe}$  – значение средневзвешенного уклона, численно равное удельному сопротивлению движению от уклона, ‰;

$H_{um}$  – высота подъема горной массы по текущему положению центра тяжести, м.

Для расчета расхода электроэнергии данная формула может быть преобразована для участков подъема:

$$\mathcal{E}_j = \frac{(P_{cy} + Q_1)(\omega_0 + i_j)}{3,67 \cdot 10^5 \cdot i_j} \cdot H_j, \quad (3)$$

где  $i_j$  – уклон участка подъема, ‰;

$H_j$  – высота подъема  $j$ -го участка, м.

Если на уклоне имеются кривые участки пути радиусом  $R$  (м), то в качестве  $i_j$  принимается эквивалентный уклон  $i_s$  [3]:

$$i_s = i + \omega_R, \quad (4)$$

где  $\omega_R$  – дополнительное удельное сопротивление движению от кривой, которое рассчитывается по формулам:

когда длина состава меньше или равна длине кривой,

$$\omega_R = \frac{900}{R + 80}, \quad (5)$$

когда длина состава больше длины кривой,

$$\omega_R = \frac{900}{R + 80} \frac{S_R}{l_c}, \quad (6)$$

где  $S_R$  – длина кривой, м;

$l_c$  – длина состава, м.

Для характерных участков схемы путевого развития технологического железнодорожного транспорта удельные расходы электроэнергии на 1 тм высоты подъема и на 1 ткм перевозки можно определить из соответствующих формул:

$$\text{для участков подъема} \quad \mathcal{E}_j = Q_{zj} \cdot d_{y\partial j} H_j, \quad (7)$$

$$\text{для горизонтальных участков} \quad \mathcal{E}_j = Q_{zj} \cdot d_{y\partial j} L_j, \quad (8)$$

где  $Q_{zj}$  – годовой грузопоток на  $j$ -ом участке;

$d_{y\partial j}$  – удельный расход электроэнергии на  $j$ -ом участке, кВт·ч/т·м для участка подъема или кВт·ч/т·км для горизонтального участка;

$H_j$  – высота подъема горной массы на  $j$ -ом участке трассы, м;

$L_j$  – расстояние транспортирования на  $j$ -ом участке трассы, км.

Суммарный годовой расход электроэнергии на подъем горной массы можно выразить следующим образом:

$$\mathcal{E}_n^e = Q d_o H_{ум}, \quad (9)$$

где  $d_o$  – общий удельный расход электроэнергии на подъем горной массы, кВт·ч/т·м.

В результате представляется возможным определить общий удельный расход электроэнергии на подъем горной массы. Это позволяет прогнозировать приращение энергетических затрат с учетом увеличения высоты подъема горной массы по текущему изменению тяжести объемов перевозки горной массы, связанному с увеличением глубины карьера и высотой подъема. Как указывалось выше, с ростом глубины карьеров возрастает роль ограничений производительности по провозной (пропускной) способности схем путевого развития технологического железнодорожного транспорта карьеров. С использованием разработанной интерактивной имитационной модели функционирования транспортных систем карьеров проведены исследования и обоснование провозной способности схемы путевого развития карьеров Качканарского ГОКа [4]. Чтобы отразить реальный процесс при моделировании, вся схема путевого развития рудовозного района разбивается на отдельные участки. Закодированная схема в виде графа представлена на рис. 1. В качестве исходных данных использованы результаты статистической обработки – более 1400 наблюдений хронометража по элементам цикла технологических поездов за длительный период времени.

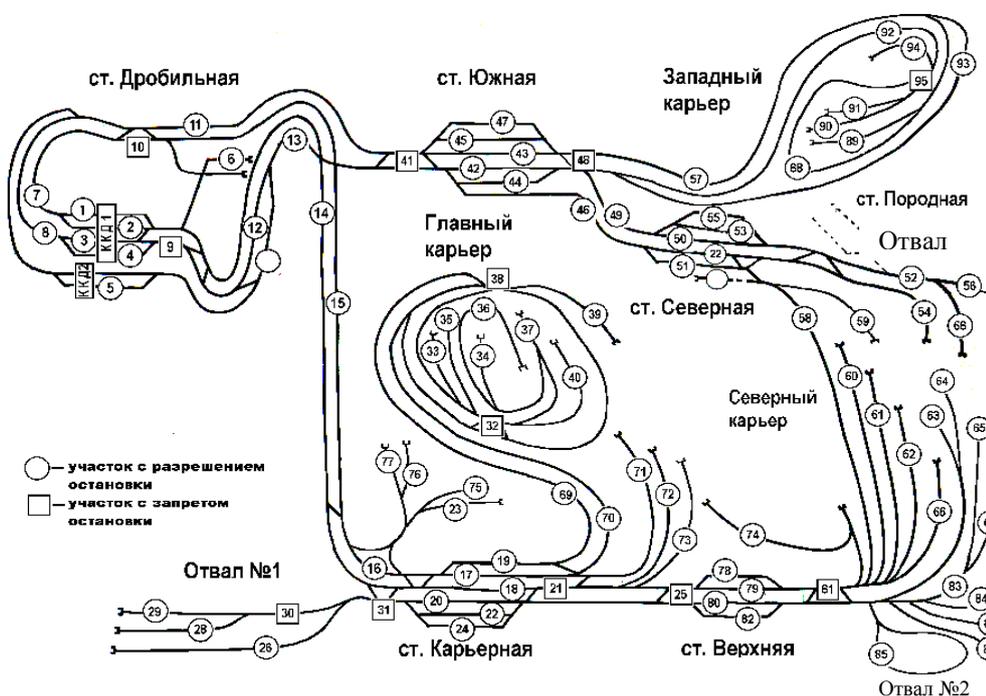


Рис. 1 – Схема путевого развития железнодорожного транспорта рудовозного района Качканарского ГОКа

При этом учитывались сезонные колебания времени выполнения отдельных технологических операций, качество подготовки горной массы, вид погрузочного участка (забойный, складской), тип погрузочного оборудования и т.п. Моделирование проведено для реальных смен. При этом полностью воспроизведена расстановка экскаваторов на рабочих горизонтах, отвалах, локомотивосоставов на отдельных участках на начало смены; а также реальная продолжительность занятости поездами участков до окончания соответствующих операций. Приведенные результаты моделирования отражают конкретную ситуацию при определенном сочетании основного погрузочного и транспортного оборудования. Чтобы оценить собственно возможную провозную спо-

способность схемы путевого развития, а также пропускную способность горнотранспортной системы, «проигрывались» различные варианты сочетаний основного погрузочного и транспортного оборудования. При этом число экскаваторов в работе последовательно изменялось от 14 до 30, поездов – от 18 до 32 ед. (рис. 2). Зависимость провозной способности схем путевого развития карьерного железнодорожного транспорта от числа локомотивосоставов в работе целесообразно представлять тремя участками:

- 1 – участок пропорционального изменения провозной способности;
- 2 – участок увеличения общей провозной способности при снижении удельной;
- 3 – участок снижения общей провозной способности.

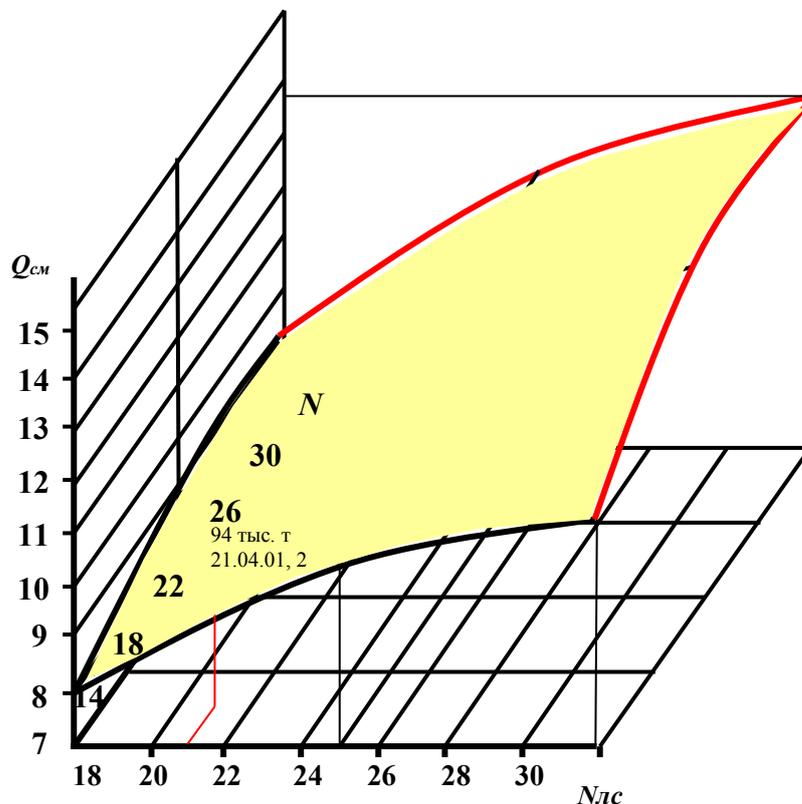


Рис. 2 – Зависимость сменных объемов перевозок железнодорожным транспортом рудовозного района ( $Q_{см}$ ) от числа поездов ( $N_{лс}$ ) и экскаваторов ( $N_{э}$ ) в работе

При этом на первом участке зависимость носит линейный характер, а на втором и третьем описывается полиномиальной моделью второго порядка. При фиксированном числе экскаваторов и увеличении числа локомотивосоставов и, наоборот, при фиксированном числе поездов и увеличении числа экскаваторов пропорциональное изменение сменных объемов перевозок горной массы имеет место лишь до некоторого предела. При определенных значениях  $N_{э}$  и  $N_{лс}$  темпы прироста снижаются вплоть до нуля.

Когда в работе находится 21 локомотивосостав, увеличение числа экскаваторов свыше 18 не дает существенного прироста сменной производительности, а при числе экскаваторов порядка 20 – 22 наступает «насыщение» по сменным объемам перевозок. При этом некорректированные сменные объемы перевозок составляют порядка 100 тыс. т в смену (скорректированные – 76 – 82 тыс. т). Это значение можно считать пропускной способностью горнотранспортной системы при конкретном количественном сочетании горного и транспортного оборудования и определенной расстановке экскаваторов. При числе поездов в работе  $N_{лс} = 32$  ед. аналогичное «насыщение» наступает уже при числе экскаваторов порядка 29 – 30 ед. и соответствует некорректированной сменной производительности по горной массе порядка 135 - 139 тыс. т (корректи-

рованные – 100-110 тыс. т). При  $N_s = 16$  объемы перевозки горной массы пропорционально растут только с увеличением количества поездов до 21 – 22. При увеличении числа поездов, несмотря на то что общие перевозки растут, темпы их прироста существенно снижаются, что ведет к снижению производительности одного локомотивосостава. При  $N_s = 28$  ед. характер кривой иной и «насыщение» наступает при  $N_{лс} = 32$  ед. и также соответствует некорректированной сменной производительности по горной массе порядка 135 – 139 тыс. т. Это значение можно считать сменной провозной способностью схемы путевого развития в настоящий период. Годовая провозная способность схемы путевого развития определяется исходя из скорректированной сменной производительности с учетом технологических потерь рабочего времени на проведение взрывных работ, а также целосменных простоев оборудования из-за отключения электроэнергии, остановки участков при ликвидации сходов и т.п. В практике открытых горных работ эти потери времени, как правило, учитываются путем уменьшения годового фонда времени до 320 – 330 рабочих дней. Такие же результаты дают и ориентировочные расчеты для условий Качканарского ГОКа. Таким образом, годовая провозная способность схемы путевого развития железнодорожного транспорта рудовозного района на настоящий момент при современном состоянии горнотранспортного оборудования, горных работ и транспортных коммуникаций находится в пределах 65 – 68 млн т по горной массе. Для реализации этих объемов перевозки горной массы необходимый рабочий парк подвижного состава составит порядка 31 – 33 ед.

В настоящее время на глубоких карьерах широкое распространение нашли электровагоны и тяговые агрегаты с напряжением 1,65 и 3,3 кВ постоянного тока и 10 кВ переменного тока. Приходится констатировать, что возраст большей части парка подвижного состава существенно превышает назначенный срок эксплуатации. В связи с этим особую важность приобретает обеспечение нормативной базы экспертной деятельности, качественная оценка вопросов экспертизы промышленной безопасности объектов карьерного железнодорожного транспорта, на основе которой принимаются решения о продлении сроков их эксплуатации. Одним из основных вопросов экспертизы промышленной безопасности является оценка тормозных характеристик тяговых агрегатов. В ИГД УрО РАН разработана методика и средства (блок индикации параметров карьерного железнодорожного транспорта БИП-ТТ2 и датчик пути) проведения тормозных испытаний, целью которых является определение работоспособности и эффективности тормозной рычажной передачи и оценка возможности дальнейшей эксплуатации агрегата [5]. Эксплуатационная работоспособность и эффективность тормозной рычажной передачи оценивались методом сравнения величины тормозных путей, полученных в процессе проведения испытаний, со значением допускаемых фактических тормозных путей на промышленном железнодорожном транспорте ( $\leq 300$  м). В качестве полигона испытаний был предоставлен участок на перегоне ст. Восточная – ст. Глубокая карьера ОАО «Ураласбест». Средневзвешенный уклон составил 38 ‰. Тормозная рычажная передача испытываемого тягового агрегата – типовая, выходы штоков тормозных цилиндров в процессе испытаний отрегулированы в пределах 75 – 100 мм (рис. 3).

Испытания на тормозную эффективность проводились в составе поезда из 8 груженых думпкаров 2ВС-105. Для этого на полигоне испытаний были проведены серии из трех остановочных торможений с применением крана машиниста. Торможение осуществлялось в диапазоне скоростей 15, 20, 25 км/ч до полной остановки груженого поезда из 8 думпкаров 2ВС-105. При этом в каждом опыте измерялись пути торможения, время тормозного процесса с использованием блока индикации параметров БИП - ТТ2 (рис. 4, 5).



Рис. 3 – Замер выхода штока тормозного цилиндра электровоза управления тягового агрегата №391 ОАО «Ураласбест»



Рис. 4 – Блок индикации параметров карьерного железнодорожного транспорта БИП-ГТ2 в кабине машиниста тягового агрегата №391 ОАО «Ураласбест»

Параметры процесса индуцируются в реальном времени и одновременно записываются во внутреннюю «память» и представляются в графическом виде. Фрагмент графика изменения скорости поезда во времени приведен на рис. 6.

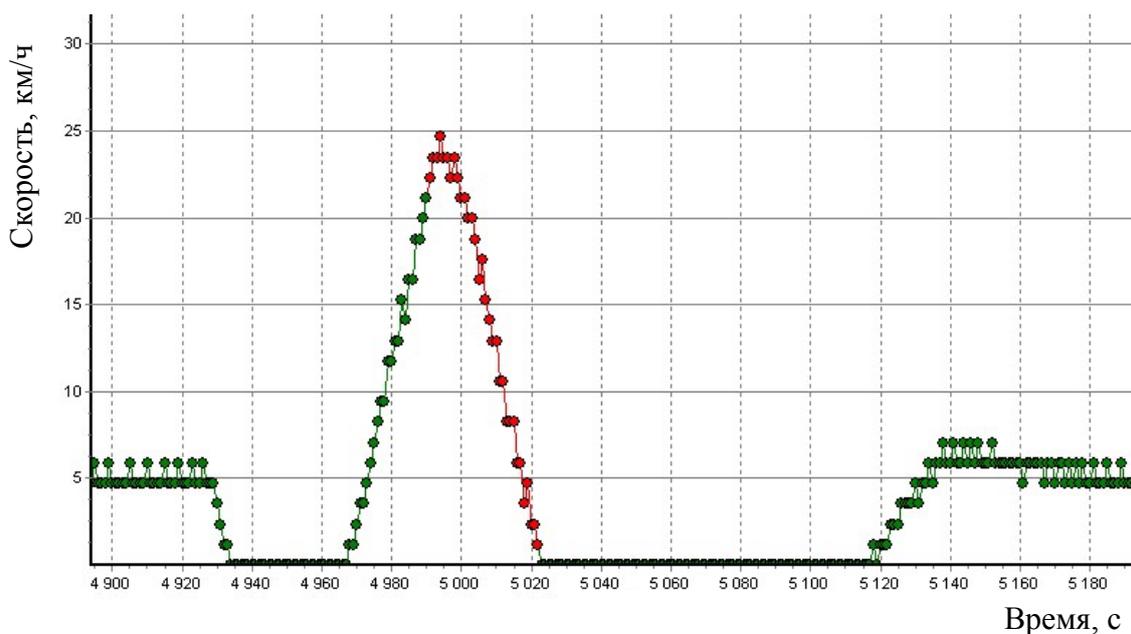


Рис. 6 – Фрагмент графика изменения скорости поезда во времени.  
Тяговый агрегат №391 ОАО «Ураласбест»

Основные результаты испытаний тормозной эффективности приведены далее в таблице. Анализ данных, приведенных в таблице, позволяет сделать вывод о том, что в диапазоне скоростей 15,0 – 25,0 км/ч для локомотива в составе груженого поезда тормозные пути не превышают нормативных значений.

Таблица

**Результаты остановочных испытаний на тормозную эффективность**

Начальная скорость торможения, км/ч	Время торможения, с	Тормозной путь, м
15	40,0	119,0
15	34,0	96,0
15	33,0	95,0
20	31,0	136,0
20	36,0	153,0
20	33,0	138,0
25	33,0	156,0
25	30,0	150,0
25	33,0	159,0

Проверкой рычажной передачи после проведения тормозных испытаний установлено следующее:

– рычажная передача электровоза управления и моторных думпкаров находится в исправном состоянии, деформации и поломки отсутствуют;

– поверхности катания колесных пар тягового агрегата после проведения тормозных испытаний повреждений не имеют, ползуны и выбоины отсутствуют, случаев сдвига бандажей не наблюдалось.

При проведении серии тормозных испытаний как с одиночно следующим, так и с локомотивом в составе груженого поезда отмечалось плавное нарастание тормозного усилия во всем диапазоне скоростей, явление юза отсутствовало. Таким образом, тормозная рычажная передача находится в работоспособном состоянии, эффективность торможения соответствует нормативным значениям. Тяговый агрегат ПЭ-2М, заводской №391 по тормозным характеристикам обеспечивает выполнение технологического процесса в соответствии с паспортными данными.

### Литература

1. Яковлев В.Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров / В.Л. Яковлев. – Новосибирск: Наука, 1989. – 240 с.
2. Попов В.Ю. Оценка энергетических затрат на работу существующих и перспективных тяговых средств железнодорожного транспорта / В.Ю. Попов, Е.С. Коснарев, Ю.А. Бахтурин // Геотехнологические пробл. компл. освоения недр: сб. научн. трудов / ИГД УрО РАН. – Вып.1. – Екатеринбург, 2003. - С. 176 - 184.
3. Браташ В.А. Тяговые агрегаты на железнодорожном транспорте глубоких карьеров / В.А. Браташ, А.И. Дриженко. – М.: Недра, 1989. – 160 с.
4. Бахтурин Ю.А. Обоснование провозной способности схем путевого развития карьерного железнодорожного транспорта / Ю.А. Бахтурин // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2003. - № 1. - С. 181-185.
5. Бахтурин Ю.А. Экспертиза промышленной безопасности подвижного состава карьерного железнодорожного транспорта // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Отдельный выпуск № 11. –2011. - С. 309 - 325.