

**РАЗРАБОТКА РУД  
ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Свердловск, 1980

Министерство metallurgии СССР  
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА

РАЗРАБОТКА РУД  
ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

88

— Свердловск, 1989

Редакционная коллегия:

А. А. Котяшев, канд. техн. наук (отв. редактор); кандидаты техн. наук А. Д. Сашурин, А. С. Маторин, Я. М. Пучков (отв. секретарь), А. В. Гальянов, Е. С. Коснагев; д-ра техн. наук П. П. Бастан, В. М. Сенук, Н. П. Влох; кандидаты техн. наук А. И. Устяницев, А. Ф. Ткачев, А. И. Павлов.

РАЗРАБОТКА РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Тематический сборник научных трудов

88

Редактор и корректор Г. И. Егоренкова

Технический редактор Н. Н. Рассохина

Сдано в набор 11.09.89 г.  
Формат бумаги 60×90<sup>1</sup>/<sub>16</sub>  
Гарнитура литературная  
Тираж 500

Подписано в печать 29.12.89 г. НС 17278  
Бумага типографская  
Печ. л. 6,5  
Уч.-изд. л. 6,75  
Цена 70 коп.  
Заказ 111

620219, г. Свердловск, ГСП-936, ул. Мамина-Сибиряка, 58  
Институт горного дела МЧМ СССР

Цех № 1 производственного объединения «Полиграфист»  
г. Свердловск, ул. Мамина-Сибиряка, 145

© Институт горного дела ММ СССР, Свердловск, 1989.

Введение

Основной особенностью развития горных работ на современном этапе является подготовка и переход на отработку глубоких горизонтов месторождений, что влечет за собой ухудшение технико-экономических показателей добычи и переработки руд, приводит к снижению производительности погрузочно-транспортного оборудования и ухудшению санитарно-гигиенических условий труда. Прогнозирование развития горнодобывающей промышленности на ближайшую перспективу свидетельствует, что основным направлением технического прогресса является совершенствование существующих и внедрение новых ресурсосберегающих, малоотходных технологий добычи минерального сырья, создание нового высокопроизводительного горно-транспортного оборудования и улучшение экологической обстановки в регионах с развитой сырьевой базой.

В сборнике научных трудов «Разработка руд черных металлов» приведены результаты научных исследований и разработок в области совершенствования технологии, карьерного транспорта и буровзрывных работ, их внедрения на горнодобывающих предприятиях Минмета СССР и других ведомств.

В сборнике рассмотрены направления совершенствования технологии горных работ при разработке глубокозалегающих месторождений, технологические решения по вскрытию глубоких горизонтов карьеров и установленные взаимосвязи скорости понижения горных работ при системе разработки с временно нерабочими участками бортов карьера.

Часть статей посвящена перспективам развития транспортных систем на железорудных карьерах, вопросам технического перевооружения рудников, управления транспортными звенями, рациональным схемам путевого развития железнодорожного транспорта и технологии строительства карьерных автомобильных дорог.

Кроме того, рассмотрены вопросы совершенствования буровзрывных работ на карьерах, приведены классификация пород и руд по взываемости, результаты исследования взаимосвязи механической скорости бурения и удельной энергоемкости разрушения пород различной крепости буровым инструментом, а также результаты внедрения водосодержащих взрывчатых веществ, даны рекомендации по повышению износостойкости шарошечных долот.

рах ГПО Южруды — 68,5%, а Главруды — 58,2%. В 1990 г. планируется довести загрузку комплексов до 74,5%.

Таблица 1

Объемы разработки горной массы с применением ЦПТ на железорудных карьерах, млн. т

А. А. КОТЯШЕВ, А. П. ТЮЛЬКИН,  
В. С. ВОЛОТКОВСКИЙ, А. А. ЧИРКИН

### НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Циклично-поточная технология применяется на десяти крупных железорудных карьерах Ингулецкого, Южного, Северного, Новокриворожского, Центрального, Полтавского, Оленегорского, Ковдорского и Стойленского ГОКов. В промышленной эксплуатации находится 14 дробильно-конвейерных линий и в опытно-промышленной — 1, из них для транспортирования руды используются 10, породы — 2 и рудно-породных — 3. Суммарная проектная мощность комплексов ЦПТ составляет 243 млн. т/год, а единичная изменяется от 10 до 22 млн. т/год. За время освоения и применения циклично-поточной технологии на железорудных карьерах добыто около 1 млрд. т скальной горной массы, из них руды — 850 млн. т.

Результаты прогнозирования развития железорудной промышленности свидетельствуют, что удельный вес добычи руды открытым способом с применением ЦПТ возрастет в 1990 г. до 30%, в 2000 г. — до 40—45%, а породы соответственно до 4 и 15% [1].

Исследованиями установлено, что в ближайшей перспективе до 2000 г. на крупных железорудных карьерах получат дальнейшее распространение и развитие технологические схемы с автомобильно-конвейерно-железнодорожным и автомобильно-конвейерным транспортом. Доля первых составит в 1990 г. — 50, в 2000 г. — 60%, а вторых соответственно 39 и 34% [2].

Однако необходимо отметить, что до настоящего времени преимущества циклично-поточной технологии на карьерах черной металлургии реализуются не в полной мере.

Так, в 1988 г. с применением ЦПТ добыто 160,8 млн. т скальной горной массы, в том числе на предприятиях ГПО Южруды — 128,8 млн. т, Главруды — 32,0 млн. т (табл. 1).

Однако фактическая загрузка дробильно-конвейерных комплексов при этом составила всего 66,2%, в том числе: на карьерах

Объединения, ГОКи	1985 г.	1986 г.	1987 г.	1988 г.
Минчермет СССР	113,52	124,51	139,32	160,83
В том числе ГПО	94,58	103,91	115,92	128,77
Южруды				
В том числе:				
Ингулецкий	27,71	27,71	30,88	32,37
Северный	18,0	17,81	18,24	21,98
Южный	21,73	22,46	24,24	24,01
Центральный	13,96	16,0	16,99	19,3
Новокриворожский	3,84	10,1	13,02	17,94
Полтавский	9,34	9,83	12,55	13,17
Главруда		20,6		
В том числе:	18,94		23,4	32,06
Стойленский	9,94	11,8	12,08	11,97
Оленегорский	9,00	8,8	9,12	9,19
Ковдорский	—	—	2,2	10,9

К основным причинам, сдерживающим достижение проектной производительности комплексов на ряде горнодобывающих предприятий, следует отнести:

выбытие производственных мощностей и снижение объемов добычи руды на карьере (Оленегорский карьер, карьер № 3 НКГОКа из-за отставания вскрышных работ);

недостаточно обоснованный выбор концентрационных горизонтов и места расположения ДПП в рабочей зоне карьеров (без учета оптимальных грузопотоков Ингулецкий, Северный ГОКи и др.);

ограниченный выпуск дробилок крупного дробления по производительности и приемному отверстию машиностроительной промышленностью (что не позволяет при проектировании подобрать необходимый типоразмер дробилки);

недостаточная согласованность работы оборудования смежных технологических звеньев;

отсутствие производства специализированных большегрузных автосамосвалов, обеспечивающих эффективную и безопасную работу с грузом под уклон (при  $H_{спуска} = 30 \div 60$  м).

Основными факторами, определяющими стоимость внедрения комплексов ЦПТ на карьерах, являются: способ вскрытия

концентрационных горизонтов; размещение вскрывающих выработок относительно контуров карьера; суммарная длина конвейерных линий, которая изменяется от 0,7 до 2,7—3,0 км при высоте подъема горной массы от 150 до 260 м; количество и тип узлов перегрузки.

Стоимость стационарных дробильно-конвейерных комплексов изменяется от 12,1 (Оленегорский ГОК) до 27,4 млн. руб. (ЦГОК). Наибольший удельный вес в структуре основных фондов составляют: затраты на здания и сооружения — до 75%, в

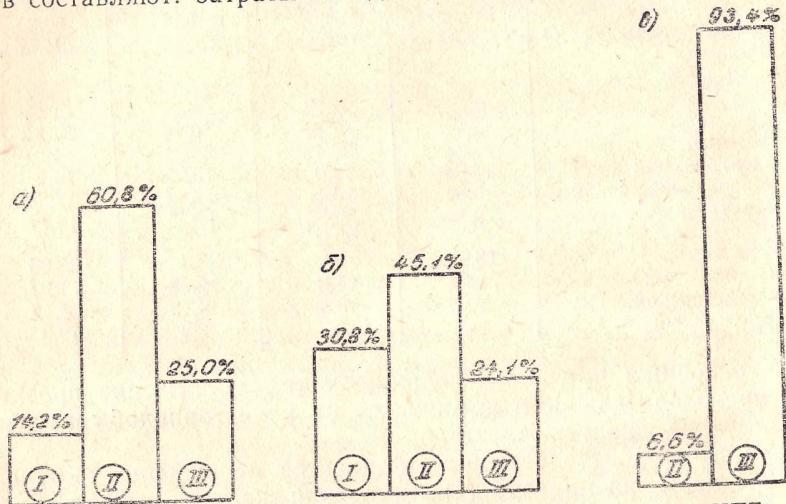


Рис. 1. Структура основных фондов действующих комплексов ЦПТ:  
I — здания; II — сооружения; III — рабочие машины и оборудование;  
а — Ингулецкий ГОК (комплекс «Восточный»); б — Полтавский ГОК (рудный комплекс); в — Центральный ГОК (ОПУ ЦПТ)

том числе на горнокапитальные работы (подземные выработки) до 40—45%; рабочие машины и оборудование (конвейерные установки, дробилки и пр.) до 25% (рис. 1, а, б).

Структура капитальных затрат по основным объектам ЦПТ рудного комплекса Полтавского ГОКа приведена на рис. 2. Анализ показал, что 70—72% стоимости дробильно-перегрузочных пунктов приходится на строительно-монтажные работы (СМР). Наряду с отмеченным, значительная продолжительность их строительства и эксплуатации на одном концентрационном горизонте (8—10 лет и более) приводят к увеличению расстояния транспортирования горной массы до 3,0—3,5 км и малоэффективной работе большегрузного автотранспорта.

При понижении горных работ и удлинении конвейерного подъемника возникает необходимость строительства нового ДПП и соответственно дополнительных капиталовложений. Оценка технического уровня дробильного оборудования показала, что конусные дробилки ККД-1500 требуют технической модернизации: увеличения производительности до 2000 м<sup>3</sup>/ч при ширине разгрузочной щели 160—180 мм, снижения удельной металлоемкости, повышения износостойкости футеровки дробящего и неподвижного конусов.

В общих капитальных затратах на конвейерный транспорт около 50% приходится на строительно-монтажные работы (здания, станции приводов, галереи и пр.), из них на строительство галерей до 30% (см. рис. 2, б). Анализ структуры капиталовло-

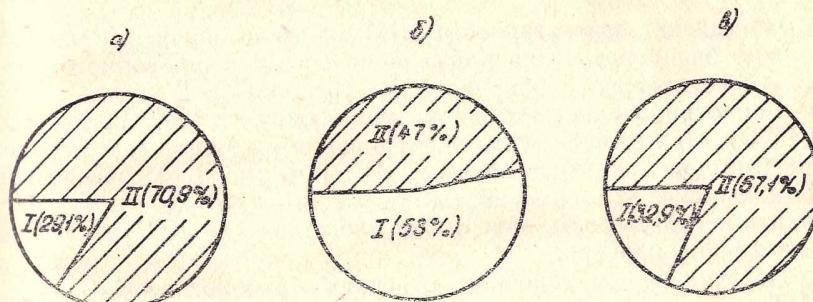


Рис. 2. Структура капитальных затрат по объектам ЦПТ (Полтавский ГОК, рудный комплекс):

I — оборудование; II — строительно-монтажные работы;  
а — стационарный ДПП; б — конвейерный транспорт; в — узел перегрузки с конвейерного в железнодорожный транспорт (корпус погрузки в думпкары, аккумулирующий склад)

жений показал, что затраты на галереи конвейерных линий достигают 10% стоимости действующих комплексов. Ленточные конвейеры для линий ЦПТ выпускаются только двух типоразмеров (с лентой шириной 1600 и 2000 мм). При этом подъем скальной горной массы осуществляется под углом до 16°. Конвейерные установки до сих пор изготавливаются по индивидуальным заказам (от момента выдачи заявки до поставки оборудования проходит до 4—5 лет), поставляются не комплектно, не оснащаются вспомогательным оборудованием и автоматическими устройствами, предотвращающими выход конвейерных лент из строя.

При сооружении узлов перегрузки с конвейерного в железнодорожный транспорт (в составе корпуса погрузки в думпка-

ры и аккумулирующего склада с надштабельной галереей, в которой размещается подвижной реверсивный конвейер или конвейер со сбрасывающей тележкой) до 67% затрат приходится на строительно-монтажные работы и до 33% — на оборудование. Общие затраты при этом составляют 2,4—3,5 млн. руб.

Таким образом, опыт строительства и эксплуатации комплексов ЦПТ показывает, что технические решения по действующим комплексам являются недостаточно эффективными из-за отсутствия оборудования, отвечающего требованиям специфических условий горного производства. Дробильное и конвейерное оборудование, выпускаемое отечественной промышленностью, предназначено для работы в стационарных условиях при температуре окружающей среды от +1 до +35° С (исполнение УХЛ-4, ГОСТ 15150—69).

Повышение эффективности ЦПТ на железорудных карьерах должно базироваться на применении специализированного дробильно-конвейерного оборудования (исполнение У1) для работы при отрицательных температурах окружающей среды (до —45° С). Применение этого оборудования в комплексах должно максимально сократить объемы СМР (см. рис. 1, в); обеспечить рациональные условия работы сборочного автотранспорта; устранить необходимость подготовки площадок для ДПП на постоянном борту карьера.

Перечисленным условиям отвечают технологические схемы ЦПТ с передвижными дробильными установками (ДПУ) модульного типа, которые включают аккумулирующие склады открытого типа с техникой непрерывного действия и конвейерное оборудование для работы при отрицательных температурах.

В отечественной практике имеется определенный опыт круглогодичной эксплуатации оборудования в открытом исполнении, в том числе на предприятиях Минчермета СССР. Испытания оборудования открытого исполнения и схем ЦПТ были проведены с участием ИГД ММ СССР на опытно-промышленных участках Тургоянского РУ, Качканарского и Центрального ГОКов. Установлено, что отрицательные температуры не оказывают значительного влияния на работу ленточных конвейеров: при изменении температуры от 0° до —40° С общее потребление мощности в зависимости от применяемой смазки возрастает на 6—20%, а при пуске двигателей (1—2 мин) — на 25—30%; использование конвейерного оборудования во времени при положительных и отрицательных температурах примерно одинаково;

ввиду отсутствия высоких кратковременных нагрузок в конвейерах нет необходимости в применении специальных хладостойких сталей;

отечественные морозостойкие резинотканевые ленты удовлетворяют условиям их эксплуатации при низких температурах воздуха (до —60° С), срок их службы в зависимости от длины конвейеров составляет от 20 до 48 мес. Резинотросовые ленты в зависимости от исполнения могут эксплуатироваться при температуре до минус 40—50° С.

Опыт эксплуатации конвейерного оборудования свидетельствует о целесообразности укрытия магистральных конвейеров легкими навесами (для предотвращения попадания осадков на ленты, став, привод), а также возведения стенок со стороны господствующих ветров для исключения заноса снегом. Между нижней кромкой стенки и почвой необходим зазор 0,5—0,8 м для выдувания снега из-под става.

В соответствии с типоразмерным рядом, обоснованным ИГД ММ СССР, необходимо изготовление и поставка для линий ЦПТ ленточных конвейеров тяжелого типа с резинотросовой лентой шириной 1200, 1400, 1600 и 2000 мм (исполнение У1, УХЛ-4), передвижных дробильно-перегрузочных установок (ДПУ) производительностью 600, 1000 и 2000 м<sup>3</sup>/ч и комплекта вспомогательного оборудования для обслуживания комплексов. Институтом горного дела ММ СССР разработаны заявки и исходные требования на ДПУ-1000, ДПУ-2000, ленточные конвейеры типоразмерного ряда, устройства для переворота ленты, для замены роликов, для предотвращения продольного порыва лент, подборщик просыпи. С участием заводов-изготовителей (ПО Уралмаш, ПО Ждановтяжмаш, ПО Электростальтяжмаш) разработано техническое задание на передвижную дробильную установку ДПУ-2000 производительностью 2000 м<sup>3</sup>/ч (рис. 3). В опорных конструкциях модулей МБП-2000 и МД-2000 для заезда гусеничного транспортера ТГ-1000 (грузоподъемностью 1000 т и габаритами 12×9, 5×2,6 м) предусматривается проем. Техническое обслуживание и ремонт (в том числе замена конуса дробилки) должны проводиться с помощью стрелового самоходного крана грузоподъемностью 90 т на вылете стрелы 16—18 м при высоте подъема груза 25—30 м.

По основным техническим показателям установка ДПУ-2000 должна отвечать требованиям горного производства и должна находиться на мировом уровне. ДПУ предусматривается размещать на временных целиках в рабочей зоне карьера с шириной площадок не менее 48 м. Разгрузка автосамосвалов грузоподъемностью

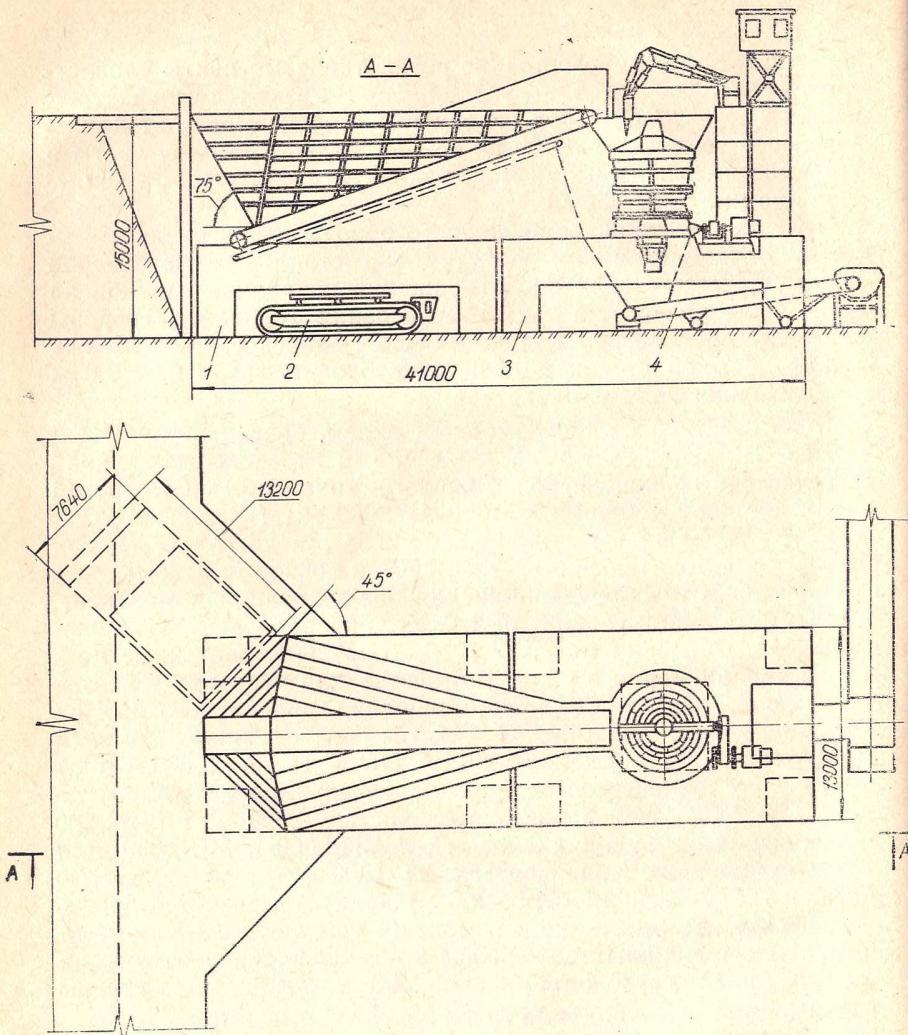


Рис. 3. Дробильно-перегрузочная установка ДПУ-2000:

1 — модуль бункер-питателя (МБП-2000); 2 — транспортер гусеничный (ТГ-1000);  
3 — дробильный модуль (МД-2000); 4 — модуль разгрузочного конвейера (МРК-2000)

до 180 т будет производиться на вышележащем горизонте с эстакады (сборно-разборной из металлоконструкций), имеющей два места разгрузки. Ширина разгрузочной площадки определяется типом автосамосвала и схемой маневровых операций и изменяется от 18 до 35 м.

При перегрузке скальной горной массы с конвейерного на железнодорожный транспорт более эффективными по основным технико-экономическим показателям по сравнению с применяемым в настоящее время оборудованием являются аккумулирующие склады с техникой непрерывного действия производительностью до 2000 м<sup>3</sup>/ч и более. Применение таких складов в составе штабелеукладчика, роторного заборщика (реклаймера) и системы ленточных конвейеров позволит более чем в 2 раза сократить численность обслуживающего персонала, снизить расход электроэнергии на 20—25%, сократить капитальные затраты и эксплуатационные расходы в 1,3—1,5 раза. Штабелеукладчик скальной горной массы непрерывного действия производительностью 2000 м<sup>3</sup>/ч (первый образец, изготовитель — ПО Южуралмашзавод) предусматривается применить на аккумулирующем складе сооружаемого рудного комплекса ЦПТ на Первомайском карьере СевГОКа.

Технико-экономическая оценка эффективности применения ЦПТ с передвижной дробильной установкой ДПУ-2000 и другим новым оборудованием (конвейеры, штабелеукладчик) выполнена для условий карьера Полтавского ГОКа (по двум вариантам).

**Вариант I.** В качестве базового варианта принятая циклическая технология с автомобильно-железнодорожным транспортом: перемещение скальной вскрыши из забоев автосамосвалами БелАЗ-7519 с экскаваторной перегрузкой в железнодорожный транспорт (тяговые агрегаты ОПЭ-1А, думпкары 2ВС-105) и отсыпкой ее в отвал. Новая технология (рекомендуемый вариант): циклическо-поточная с применением ДПУ-2000. Скальная вскрыша из забоев автосамосвалами БелАЗ-7519 доставляется к приемному бункеру установки ДПУ-2000. После дробления порода подается по системе ленточных конвейеров (разгрузочный, передаточный, подъемный) на внутрикарьерный перегрузочный склад, оборудованный двухстrelовым укладчиком непрерывного действия и экскаватором ЭКГ-12,5, откуда железнодорожным транспортом доставляется в отвал. Оценка эффективности новой технологии выполнена по приведенным затратам за период разработки с учетом этапов размещения ДПУ-2000 (табл. 2).

Применение ДПУ-2000 в породном комплексе ЦПТ Полтавского ГОКа снизит себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши на 17,6%, уменьшит среднее расстояние транспортирования вскрыши сборочным автотранспортом на 1,3 км (в 2,3 раза); сократит численность обслуживающего персонала на 56 чел. (на 28,2%); сократит парк автосамосвалов на 11 единиц (на 42,3%) и уменьшит расход дизельного топлива в 2,1 раза.

Таблица 2  
Технико-экономические показатели применения ЦПТ с ДПУ-2000  
для разработки скальных пород на карьере Полтавского ГОКа

Показатели	Варианты	
	базовый	рекомендуемый
Годовая производительность комплекса, млн. т	20,0	20,0
Капитальные затраты, всего, тыс. руб.	17158,1	20092,7
Из них:		
дробильно-перегрузочная установка ДПУ-2000	—	5769,0
и кран стреловой грузоподъемностью 200 т *	—	1497,9
конвейерный подъемник (со станцией приводов)	1979,5	2008,0
внутрикарьерный перегрузочный пункт (склад скальной вскрыши)	6920,1	3992,4
автомобильный транспорт	8258,5	6805,4
железнодорожный транспорт	199	143
Списочная численность обслуживающего персонала по варианту, чел.	10224,6	8412,8
Годовые эксплуатационные расходы, всего **:	8750,5	6990,4
тыс. руб.	0,511	0,421
руб/т	0,438	0,350
Приведенные затраты:		
тыс. руб.	11709,3	10004,3
руб/т	0,585	0,500
Годовой экономический эффект, тыс. руб.	—	1320

\* Применение стрелового крана в ремонтных работах на ДПУ-2000 составляет по времени 20%. Остальное время кран предусматривается использовать на общекомбинатовых работах.

\*\* Над чертой указаны годовые эксплуатационные расходы, всего; под чертой — то же, без учета затрат на реновацию.

**Вариант II.** Применение ДПУ-2000 при удлинении действующего конвейерного подъемника рудного комплекса ЦПТ на карьере Полтавского ГОКа. В данном варианте предусматривается размещение ДПУ-2000 последовательно на гор. — 105 м

(II очередь) и гор. — 165 м (III очередь). В базовом варианте приняты стационарные ДПП. Расчет затрат выполнен по сборочному автотранспорту и дробильно-конвейерному комплексу. Установлено, что применение установок ДПУ-2000 при вводе II и III очередей рудного комплекса ЦПТ по сравнению со стационарным ДПП позволит уменьшить в целом по варианту горнокапитальные работы в 1,9 раза, строительно-монтажные работы в 1,7 раза, себестоимость — на 17,5%, удельные капитальные вложения — на 15,5%, удельные приведенные затраты — на 9,8%. Себестоимость по дробильно-конвейерному комплексу снизится на 16%, а списочная численность работающих — на 10 человек (14%). Расчетный годовой экономический эффект составит 961 тыс. руб.

Металлоемкость ДПУ-2000 по предварительной оценке ожидается несколько выше по сравнению со стационарными ДПП, а материоемкость ниже в 5—6 раз.

В зависимости от горнотехнических условий разработки минимальный шаг переноса передвижных дробильных установок по глубине карьера изменяется от 12 до 30 м, продолжительность эксплуатации на одном месте — не менее 1,0—2,5 лет. Передвижные дробильные установки рекомендуется применять вместо стационарных ДПП в линиях ЦПТ независимо от способа вскрытия концентрационных горизонтов.

Ориентировочная потребность железнорудных карьеров в установках ДПУ-2000 для комплексов ЦПТ на период до 2000 г. составляет 12 шт. При отработке глубоких горизонтов возникает необходимость в создании передвижных дробильных установок производительностью 1000 м<sup>3</sup>/ч ДПУ-1000, к разработке и изготовлению которых необходимо приступить в настоящее время. На ряде карьеров получат применение передвижные дробильные установки ДПУ-600 (на базе щековой дробилки ЩДП-15×21) производительностью 600 м<sup>3</sup>/ч, создание и применение которых предусмотрено первоначально в породном комплексе ЦПТ карьера Ковдорского ГОКа (1991—1992 гг.).

Таким образом, создание и промышленное освоение нового оборудования для схем ЦПТ откроет новый этап в развитии циклическо-поточной технологии, обеспечивающей повышение эффективности и расширение области ее применения при отработке глубоких горизонтов карьеров: себестоимость разработки снизится на 15—20%; среднее расстояние транспортирования и расход дизельного топлива сборочным автотранспортом сократятся в 1,5—2,2 раза; численность обслуживающего персонала уменьшится на 15—30%.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Котяшев А. А., Тюлькин А. П. Систематизация и структурная типизация технологических схем ЦПТ при открытой разработке скальных пород и руд//Совершенствование технологии разработки железорудных месторождений открытым способом: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1986.—№ 81.—С. 18—30.
2. Котяшев А. А., Тюлькин А. П., Шамшурина В. Д. Технологические схемы и комплексы ЦПТ железорудных карьеров//Развитие и реконструкция горнорудного производства на карьерах: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1984.—№ 76.—С. 33—41.

А. Ф. ТКАЧЕВ, В. А. БЕРСЕНЕВ,  
В. И. ПРИБЫЛЕВ, А. А. ЧИЖОВ, Ю. И. ЛЕЛЬ

## ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ВСКРЫТИЯ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ КОСТОМУКШСКОГО КАРЬЕРА

Анализ горно-геологических условий и проектных решений показывает, что большинство действующих в настоящее время железорудных карьеров будет эксплуатироваться и после 2000 г. Средняя глубина карьеров достигнет 350 м, а на отдельных карьерах — 450—470 м. В этих условиях одним из факторов экономической эффективности работы карьеров является способ вскрытия глубоких горизонтов, в значительной степени определяющий направление развития горных работ в карьере и от которого зависят полнота выемки и качество добываемого полезного ископаемого.

Перспективными в условиях разработки месторождений на больших глубинах являются способы вскрытия с применением подземных выработок. Анализ таких способов, а также горно-геологические условия Костомукшского железорудного месторождения позволяют выбрать следующие основные технические решения по вскрытию его глубоких горизонтов в проектных концептуах карьера:

- наклонными стволами под дно карьера с вертикальными и наклонными рудо- и породоспусками;
- наклонными стволами в борт карьера с рудо- и породоспусками;
- вертикальными стволами с рудо- и породоспусками;
- крутонаклонными стволами под дно карьера;
- наклонными стволами вдоль борта карьера с квершлагами в его рабочую зону;

— наклонными внутрикарьерными железнодорожными тоннелями.

**Вскрытие наклонным стволом под дно карьера.** Схема предусматривает вскрытие глубоких горизонтов наклонным стволов с поверхности на глубину 670 м. Длина ствола 2587 м, угол наклона 15°, сечение 29,1 м<sup>2</sup>. Руда транспортируется из карьера на поверхность через рудоспуски глубиной 360 м, горизонтальный квершлаг длиной 200 м и наклонный ствол в район станции «Карьерная». Устья рудоспусков на момент ввода в эксплуатацию (2006 г.) располагаются на горизонтах с отметками —20, —60, —80 м.

Применение конвейеров в рассматриваемых схемах вскрытия предполагает предварительное дробление горной массы.

Дробильный узел располагается либо над рудоспуском (пороносным), либо под ним в подземной дробильной камере. В первом случае возможно использование мобильного дробильно-перегрузочного агрегата ДПА-2000, оборудованного конусной дробилкой ККД-1500, или передвижного дробильного агрегата, установленного на опорной металлической плате или трайлере, оборудованного щековой дробилкой ЩДП-1500×2100. В этом случае имеет место кратковременная консервация участка борта на 2—3 года, так как загрузка агрегата производится с вышележащего горизонта, имеющего площадку шириной не менее 60 м.

В варианте вскрытия наклонным стволом под дно карьера дробильные узлы целесообразно располагать под рудоспуском в подземной дробильной камере. Размещение грохотильно-дробильного комплекса в подземной камере имеет ряд преимуществ, главными из которых являются:

— упрощение организации ведения горных работ в рабочей зоне карьера (отсутствие целиков под дробильно-перегрузочные пункты);

— увеличение допустимых углов откоса бортов карьеров вследствие оставления на них лишь транспортных коммуникаций.

Недостатками этой схемы являются — значительные капитальные затраты и сложность обслуживания дробильного комплекса в подземных условиях.

**Вскрытие наклонным стволом под борт карьера.** По этой схеме для транспортирования руды из карьера предусматривается строительство наклонного конвейерного ствола с поверхности длиной 1969 м на глубину 510 м и углом наклона 15°, горизонтального квершлага до предельного контура карьера дли-

ной 275 м, наклонных рудоспусков диаметром 5—6 м под углом 80° и глубиной 310 м. Устья рудоспусков на момент ввода их в эксплуатацию (2005 г.) предполагается разместить соответственно на горизонтах с отметками +10, —20, —100 м. Наклонный ствол сечением 29,1 м<sup>2</sup> оборудуется конвейером большой протяженности с лентой шириной 1600 мм с головным и промежуточными прямолинейными приводами фрикционного типа и грузовым фуникулером. Движение грузовой тележки фуникулера осуществляется по колее шириной 900 мм вдоль магистрального конвейера.

Вдоль основного конвейерного ствола на расстоянии 40 м проходит вспомогательный воздухоподающий наклонный ствол сечением 11,3 м<sup>2</sup>, оборудованный вентиляторно-калориферной установкой с шахтным осевым вентилятором ВОД-21, работающим в нагнетательном режиме.

Аналогичная схема вскрытия предусмотрена для транспортирования вскрышных пород. В отличие от рудного, в стволе для транспортирования вскрышных пород ширина конвейерной ленты 2000 мм, что обусловлено необходимостью увеличения производительности конвейерного подъемника. Устья породоспусков на момент ввода в эксплуатацию (2010 г.) располагаются на горизонтах —5, —40 и —80 м.

**Вскрытие вертикальными стволами.** Схемой вскрытия предусматривается проходка двух вертикальных сkipовых стволов диаметром 8,1 м по западному борту карьера на глубину 670 м. От стволов к карьерным рудоспускам проходят горизонтальные квершлаги длиной 1700—2400 м. Карьерные рудоспуски располагаются аналогично варианту вскрытия наклонным стволом под дно карьера.

Каждый вертикальный ствол оборудуется многоканатным двухskipовым подъемником. Вместимость skipa — 80 т. От рудоспуска до вертикального ствола руда крупностью до 1000 мм и более транспортируется ленточно-тележечным конвейером. Загрузка skipa производится из бункера-накопителя.

Для транспортирования вскрышных пород на северо-восточном борту карьера проходятся три вертикальных сkipовых стволов диаметром в проходке 8,1 м глубиной 510 м, а на гор. —300 м от вертикальных стволов к породоспускам горизонтальные квершлаги длиной 1400 м. Вертикальные породоспуски глубиной 260 и 200 м и наклонный — глубиной 220 м расположены там же, что и по варианту вскрытия наклонным стволом.

**Вскрытие кругонаклонным стволом под дно карьера.** Отли-

чительной особенностью этого способа от предыдущего является:

- увеличение угла наклона конвейерного ствола от 15 до 30°;

- наличие зигзагообразных рудо- и породоспусков.

По схеме предусматривается транспортирование руды автосамосвалами от забоя до устья рудоспуска, перепуск ее по рудоспуску в камеру перегрузки с последующей доставкой питателями тяжелого типа к конвейерному подъемнику в наклонном стволе.

Конвейерный ствол оборудуется одним кругонаклонным конвейерным подъемником производительностью 15,0 млн. т в год. Ширина конвейерной ленты 1600 мм, сечение ствола 26,7 м<sup>2</sup>.

Аналогичная технологическая схема и оборудование предусмотрены и для транспортирования вскрышных пород в объеме 10 млн. т в год.

Учитывая геологические условия залегания рудного тела и вмещающих пород, для сохранения стенок рудо- и породоспусков и увеличения срока их службы предлагается зигзагообразная конструкция ствола с установкой в местах изменения направления падающего потока чугунных плит, что позволит получить дополнительное самодробление горной массы за счет сил гравитации. Место заложения и количество рудо- и породоспусков выбирают с учетом центра тяжести перевозимых объемов руды и породы, а также с обязательным соблюдением условия — нахождения рудоспусков в рудном теле, а породоспусков в крепких однородных породах для их устойчивой работы в течение длительного периода.

Место заложения устьев рудо- и породоспусков в зависимости от периода разработки карьера характеризуется следующими отметками горизонтов (в метрах):

	2000 г.	2010 г.	Конец отработки
Рудоспуски			
№ 1 . . . . .	—40	—140	—400
№ 2 . . . . .	—40	—140	—400
№ 3 . . . . .	—5	—100	—
Породоспуски			
№ 1 . . . . .	+25	—100	—255
№ 2 . . . . .	+55	—60	—220

**Вскрытие наклонными стволами под борт карьера с квершлагами в рабочую зону.** По схеме предусмотрено проведение двух наклонных стволов (рудного и породного) с поверхности вдоль западного борта карьера с выходом в рабочую зону квер-

шлагами. Стволы проходят под углом 15°, их сечение — 29,1 м<sup>2</sup>. Угол наклона квершлагов 4—9°, сечение — 18,6 м<sup>2</sup>. Стволы и квершлаги оборудуют конвейерными подъемниками с лентой шириной 1600 мм.

Дробильно-перегрузочные пункты располагают на западном борту карьера в районе выхода квершлагов в рабочую зону. Руда и порода дробится двумя дробилками типа ККД-1500ГРЩ (производительность каждой 18,0 млн. т в год), расположеными в одном монтажном колодце, что сокращает зону консервации рабочего борта карьера под дробильно-перегрузочный пункт.

Дробильно-перегрузочные пункты по глубине карьера располагают на горизонтах +10, —60, —180 и —300 м последовательно. Длина наклонных стволов и квершлагов при отметках концентрационных горизонтов +10, —60, —180 и —300 м равна 800 и 400 м, 1000 и 420 м, 1500 и 300 м, 2000 и 220 м, соответственно.

Альтернативным вариантом стационарных дробильных установок является схема с передвижными дробильными агрегатами, применение которых позволит чаще перемещать их по глубине карьера при рациональном шаге переноса 30—45 м вслед за понижением горных работ. Это значительно сократит длину транспортирования горной массы автосамосвалами от забоя до перегрузочного пункта. Усложнением схемы вскрытия в этом случае является дополнительный ввод в транспортную схему конвейерного подъемника в открытом исполнении для подачи горной массы от дробильного агрегата до пункта перегрузки на магистральный конвейер в стволе.

В условиях Костомукшского карьера для выбора наиболее рационального варианта дробильного узла необходимо детальное сравнение стационарного и передвижного перегрузочного пункта по технико-экономическим показателям с учетом динамики развития горных работ.

**Вскрытие внутрикарьерными железнодорожными тоннелями.** Горнотехнические условия разработки центрального участка Костомукшского карьера обусловливают возможность использования тоннельного вскрытия глубоких горизонтов для увеличения зоны работы железнодорожного транспорта.

Схемой вскрытия предусматривается применение внутрикарьерных однопутных тоннелей с тупиковой формой трассы, обеспечивающих более высокую пропускную способность и скорость проведения, лучшие показатели устойчивости подземных

выработок и возможность этапного сооружения по сравнению с двухпутными.

Применение тоннельного вскрытия позволяет:

- выполнить независимо процессы горных работ в карьере и сооружение вскрывающих подземных выработок;
- обеспечить стационарное размещение транспортных коммуникаций при минимальной протяженности борта, приведенного в конечное положение;
- сократить объем работ по дополнительному разносу бортов для трассирования вскрывающих выработок.

К недостаткам схемы вскрытия относятся большие капитальные затраты на сооружение тоннелей (33,7 млн. руб.) и их ограниченная провозная способность (25,9 млн. т в год).

Характеристика этапов вскрытия центрального участка Костомукшского карьера с использованием железнодорожных тоннелей

Показатели	Этапы вскрытия	
	первый	второй
Глубина перехода к тоннельному вскрытию, м	230	310
Количество однопутных тоннелей . . . . .	2	2
Год начала строительства тоннелей . . . . .	2013	2018
Год перехода на тоннельное вскрытие . . . . .	2016	2021
Отметки порталов, м:		
верхнего . . . . .	—20	—100
нижнего . . . . .	—100	—180
Параметры тоннелей:		
руководящий уклон ж.-д. путей, % . . . . .	53	53
длина, м . . . . .	2029	2029
расстояние по вертикали между порталами, м	80	80
Параметры карьера на момент перехода к тоннельному вскрытию, м:		
отметка дна . . . . .	—200	—250
глубина . . . . .	410	460

Экономически целесообразная глубина перехода на тоннельное вскрытие в условиях Костомукшского карьера составляет 230 м. Вскрытие осуществляется в два этапа (см. таблицу).

При тоннельном вскрытии глубоких горизонтов транспортная система до 2000 г. остается аналогичной проектному варианту. Дополнительно производится разнос западного и южного бортов карьера в объеме 24,6 млн. м<sup>3</sup>, а следовательно, изменение их положения в конечном контуре.

После 2000 г. нижние горизонты будут вскрыты путем более глубокого ввода железнодорожного транспорта. К 2006 г. в южном торце карьера на гор. +10 м необходимо устроить склады

перегрузки горной массы с автомобильного на железнодорожный транспорт и начнется строительство капитального железнодорожного съезда с гор. +10 м на гор. —20 м по западному борту. В 2011—2012 гг. перегрузочные пункты перенесут на гор. —20 м северного торца карьера. Одновременно будет прове- гор. —20 м северного торца карьера. Одновременно будет прове- дена реконструкция транспортной системы, заключающаяся в укладке третьего железнодорожного пути в северной траншее и на постоянных съездах западного борта для обеспечения необходимой провозной способности 62 млн. т в год.

По мере приведения борта в конечное положение (2013 г.) в северо-западной части карьера с гор. —20 м начнется проходка двух однопутных железнодорожных тоннелей. Выбор места заложения порталов тоннелей обусловлен развитием схемы вскрытия железнодорожными съездами и формированием борта в конечное положение. Срок окончания строительства тоннелей с учетом формирования западного борта в конечное положение на гор. —100 м — 2016 г.

Основные параметры подвижного состава железнодорожного транспорта и вскрывающих выработок при тоннельном способе вскрытия приведены ниже.

#### Подвижной состав

Тяговый агрегат . . . . .	ТАУ-1
Сцепной вес, кН . . . . .	4708,9
Думпкары . . . . .	2ВС-105
Количество думпкаров в составе, шт. . . . .	9
Масса поезда, т:	
нетто . . . . .	1015
брutto . . . . .	1861,5
Длина состава, м . . . . .	203

#### Железнодорожные тоннели

Общая длина тоннеля, м . . . . .	2029
В том числе:	
длина наклонной части . . . . .	1509
длина горизонтальных участков . . . . .	520
Площадь поперечного сечения тоннеля, м <sup>2</sup> :	
в проходке . . . . .	38—40
в свету . . . . .	36,5
Габарит . . . . .	т
Руководящий уклон ж.-д. путей в тоннеле, %	53

С 2018 г. в юго-западной части карьера начнется строительство второй очереди тоннелей с вводом в эксплуатацию в 2021 г. Перегрузочные пункты с автомобильного на железнодорожный транспорт будут устроены на гор. —180 м северного торца карьера. При этом во временной консервации будет находиться часть

рудной залежи (1,5—2,0 млн. т), расположенной под перегруженными пунктами между гор. —180 м и гор. —300 м. Для сокращения площадей консервации предполагается устройство безэксскаваторных перегрузочных пунктов, оборудованных бункерами и вибропитателями. Консервируемые запасы руды будут отработаны при ликвидации перегрузочных пунктов (2035—2037 гг.) и вывезены автотранспортом.

Каждое из рассмотренных технических решений по вскрытию глубоких горизонтов подземными выработками обладает как определенными достоинствами, так и недостатками. Так, например, способ вскрытия наклонными стволами под борт карьера характеризуется меньшим объемом горнокапитальных работ и более ранним сроком ввода в эксплуатацию. В то же время этот способ недостаточно полно решает вопрос вскрытия глубоких горизонтов при доработке карьера. Способ вскрытия с размещением наклонных стволов под дно карьера не имеет этого недостатка. Однако реализация его связана с большим объемом горнокапитальных работ. Достоинством способа вскрытия вертикальными стволами является возможность использования подземных выработок для разработки подкарьерных запасов подземным способом.

Выбор рационального способа вскрытия должен осуществляться в каждом конкретном случае с учетом существующих горно-геологических условий месторождения на основании детального их сравнения по технико-экономическим показателям с учетом динамики развития горных работ.

#### Выводы

1. Несмотря на высокую стоимость и трудоемкость их проходки вскрывающие подземные выработки получат в перспективе широкое распространение, так как при этом значительная часть транспортных коммуникаций выносится из рабочей зоны, что позволит упростить организацию и повысить эффективность ведения горных работ в карьере.

2. Наиболее перспективными способами вскрытия глубоких горизонтов можно считать способы с применением подземных выработок с использованием конвейерного либо железнодорожного транспорта.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ  
СКОРОСТИ ПОНИЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ  
С ВРЕМЕННО НЕРАБОЧИМИ БОРТОМИ  
ОТ ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ФАКТОРОВ**

В последние годы на большинстве глубоких железорудных карьеров нашла применение технология ведения горных работ с временной консервацией бортов и отдельных уступов на Ковдорском, Коршуновском, Полтавском, Анновском и др. карьерах, создавшая возможность переноса сроков проведения значительного объема вскрышных работ на более поздние периоды. В результате оптимизируются календарные графики ведения горных работ, уменьшаются текущие коэффициенты вскрыши в первые годы работы карьеров, снижаются пиковые объемы вскрышных работ. Перераспределение объемов вскрыши по годам разработки уменьшает объемы непогашенной вскрыши, повышает оборачиваемость государственных средств. Кроме того, это ведет к снижению капитальных вложений на приобретение горно-транспортного оборудования, создание ремонтной базы, строительство транспортных коммуникаций и других объектов производственного и непроизводственного назначения.

Однако временная консервация уступов усложняет ведение горных работ, в отдельных случаях повышает их себестоимость и, что имеет немаловажное значение, ведет к снижению горнотехнических возможностей карьеров, их производительности [1].

Горнотехнические возможности схем ведения горных работ с временной консервацией уступов весьма различны. Необходимо четкое представление о возможностях и условиях применения разработанных схем. При ведении горных работ с временной консервацией отдельных уступов и бортов можно выделить две основные схемы:

I. Поочередное подвигание фронта работ и временная консервация отдельных уступов.

II. Разработка месторождений этапами.

Горнотехнические возможности карьера с поочередным подвиганием фронта горных работ характеризуются скоростью их понижения

$$h_t = \frac{v_{cp}}{\operatorname{ctg} \varphi_{cp} \pm \operatorname{ctg} \beta}, \quad (1)$$

где  $v_{cp}$  — средняя скорость подвигания фронта горных работ в рабочей зоне, м/год;  
 $\varphi_{cp}$  — средний угол откоса рабочего борта карьера, град;  
 $\beta$  — угол падения рудного тела, град.

Средняя скорость подвигания фронта зависит от длины рабочего фронта в рабочей зоне, которую можно определить исходя из условия расстановки горно-транспортного оборудования, необходимого для обеспечения заданной производительности карьера по полезному ископаемому.

Минимальная длина рабочего фронта горных работ из условия расстановки экскаваторов

$$L_p = l_p n_3, \quad (2)$$

где  $l_p$  — длина фронта горных работ, необходимая для обеспечения нормальной работы одного экскаватора, м;

$n_3$  — количество экскаваторов, обеспечивающее подвигание фронта горных работ с требуемой скоростью  $v_{cp}$  (м/год) при общей длине фронта горных работ  $L$  (м):

$$n_3 = \frac{L h v_{cp}}{Q_3}, \quad (3)$$

где  $h$  — высота уступа, м;

$Q_3$  — производительность экскаватора, м<sup>3</sup>/год.

Подставляя выражение (3) в (2), получим:

$$L_p = \frac{l_p L h v_{cp}}{Q_3}. \quad (4)$$

Разделив минимально необходимую длину рабочего фронта горных работ на общую длину фронта (рабочего и временно-го нерабочего), получим выражение для определения минимально необходимой удельной длины рабочего фронта горных работ или относительное число рабочих площадок в анализируемой части рабочей зоны карьера:

$$\varDelta_p = \frac{l_p h v_{cp}}{Q_3}. \quad (5)$$

Из выражения (5):

$$v_{cp} = \frac{\varDelta_p Q_3}{l_p h}. \quad (6)$$

В свою очередь с учетом (5)

$$\operatorname{ctg} \varphi_{cp} = \varDelta_p \operatorname{ctg} \varphi_p + (1 - \varDelta_p) \operatorname{ctg} \varphi_{b.h.} \quad (7)$$

Здесь  $\varphi_p$  — угол откоса рабочего борта карьера в зоне расположения рабочих площадок, град;

$\varphi_{B,H}$  — угол откоса рабочего борта карьера в зоне расположения законсервированных или временно нерабочих площадок, град.

Согласно [2] из условия максимальной скорости подвижания рабочего фронта:

$$\operatorname{ctg} \varphi_p = \frac{B_{\min} + \frac{Q_s t}{n l_p} + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}, \quad (8)$$

где  $B_{\min}$  — минимальная ширина рабочей площадки, м;  
 $t$  — нормативная обеспеченность готовыми к выемке запасами горной массы, мес;  
 $\alpha$  — угол откоса рабочего уступа, град.

$$\operatorname{ctg} \varphi_{B,H} = \frac{B_{B,H} + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}, \quad (9)$$

где  $B_{B,H}$  — ширина временно нерабочей площадки, м.

Подставив (6), (7), (8) и (9) в (1) и произведя необходимые преобразования, получим:

$$h_i = \frac{D_p Q_s h}{D_p Q_s t + h l_p [D_p B_{\min} + B_{B,H} (1 - D_p) + h \operatorname{ctg} \alpha \pm h \operatorname{ctg} \beta]} \quad (10)$$

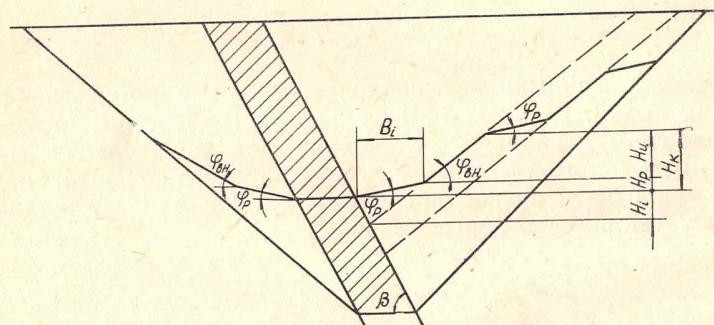


Рис. 1. Схема поэтапной разработки

При поэтапной разработке с временной консервацией бортов основными параметрами рабочей зоны являются [1] (рис. 1) глубина на конец отработки этапа  $H_k$ , высота активной зоны  $H_p$ , ширина активной зоны этапа  $B_i$ , высота целика  $H_{\Pi}$ , глубина

залежи на период добывчных работ при расконсервации временного борта  $H_i$ :

$$H_i = h_i t_i, \quad (11)$$

$$B_i = \frac{H_k h_i (\operatorname{ctg} \gamma \pm \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{ctg} \gamma}{(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) (h_{\Pi} - h_i)}, \quad (12)$$

$$H_p = \frac{B_i}{\operatorname{ctg} \varphi} = \frac{H_k h_i (\operatorname{ctg} \gamma \pm \operatorname{ctg} \beta)}{(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) (h_{\Pi} - h_i)}, \quad (13)$$

$$H_{\Pi} = H_k - H_p, \quad (14)$$

$$H_i = \frac{B_i (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma)}{(\operatorname{ctg} \gamma \pm \operatorname{ctg} \beta) \operatorname{ctg} \varphi} = \frac{H_k h_i}{(h_{\Pi} - h_i)}, \quad (15)$$

где  $h_i$  — скорость понижения горных работ в рабочей зоне этапа, м/год;

$t_i$  — время отработки, лет;

$\varphi$  — угол откоса рабочего борта карьера, град;

$h_{\Pi}$  — скорость расконсервации временно нерабочего борта карьера (целика), м/год;

$\beta$  — угол падения залежи, град.

На основании (11), (12), (13), (14), (15) можно определить возможную высоту целика  $H_{\Pi}$  в зависимости от  $h_i$ .

Подставив в формулу (13)  $H_k = (H_p + H_{\Pi})$ , получим:

$$H_p = \frac{(H_p + H_{\Pi}) (\operatorname{ctg} \gamma \pm \operatorname{ctg} \beta) h_i}{(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) (h_{\Pi} - h_i)}, \quad (16)$$

из формулы (16)

$$H_{\Pi} = \frac{H_p [(h_{\Pi} - h_i) (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \gamma) - h_i (\operatorname{ctg} \gamma \pm \operatorname{ctg} \beta)]}{h_i (\operatorname{ctg} \gamma \pm \operatorname{ctg} \beta)}, \quad (17)$$

$$\operatorname{ctg} \varphi = \frac{B_p + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}, \quad (18)$$

$$\operatorname{ctg} \gamma = \frac{B_{B,H} + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}, \quad (19)$$

где  $B_p$  — ширина рабочей площадки, м.

Подставляя (18) и (19) в (17), получим:

$$H_{\Pi} = H_p \left[ \frac{(h_{\Pi} - h_i) (B_p - B_{B,H})}{h_i (B_{B,H} + h \operatorname{ctg} \alpha \pm h \operatorname{ctg} \beta)} - 1 \right]. \quad (20)$$

Преобразуем выражение (20): разделим его правую и левую часть на  $H_p$  и прибавим к ним по единице

$$\frac{H_{\text{п}}}{H_p} + 1 = \frac{(h_i - h_{\text{п}})(B_p - B_{\text{в.н}})}{h_i(B_{\text{в.н}} + h \operatorname{ctg} \alpha \pm h \operatorname{ctg} \beta)}. \quad (21)$$

Но  $H_{\text{п}}/H_p + 1$  есть  $1/\Delta_p$ . Тогда

$$\Delta_p = \frac{h_i(B_{\text{в.н}} + h \operatorname{ctg} \alpha \pm h \operatorname{ctg} \beta)}{(h_{\text{п}} - h_i)(B_p - B_{\text{в.н}})}. \quad (22)$$

Скорость понижения работ при расконсервации  $h_{\text{п}}$  можно выразить следующим образом

$$h_{\text{п}} = \frac{Q_3}{(B_p^{\text{п}} - B_{\text{в.н}})l}. \quad (23)$$

Здесь  $B_p^{\text{п}}$  — ширина рабочей площадки при расконсервации целика, м.

$$B_p^{\text{п}} = B_{\text{мин}} + \frac{Q_3 t}{h l}. \quad (24)$$

Тогда

$$h_{\text{п}} = \frac{Q_3 h}{(B_{\text{мин}} l_p h + t Q_3 - B_{\text{в.н}} l_p h)}. \quad (25)$$

Ширина рабочей площадки в активной части первого этапа

$$B_p^{\text{а}} \geq B_{\text{мин}} + t v_a, \quad (26)$$

где  $v_a$  — необходимая скорость подвигания фронта горных работ в активной части первого этапа

$$v_a = h_i (\operatorname{ctg} \phi \pm \operatorname{ctg} \beta), \quad (27)$$

$$\operatorname{ctg} \phi = \frac{B_p + h \operatorname{ctg} \alpha}{h}. \quad (28)$$

Подставив (27) и (28) в (26) и решив полученное выражение относительно  $B_p^{\text{а}}$ , получим

$$B_p^{\text{а}} \geq \frac{[h(B_{\text{мин}} + h_i t(\operatorname{ctg} \alpha \pm \operatorname{ctg} \beta)]}{h h_i}. \quad (29)$$

Но для второго и последующих этапов до момента подхода активной зоны к рудному телу  $B_p^{\text{а}} = B_p^{\text{п}}$ . То есть для той части рабочей зоны, где производится работа с временно нерабочими бортами и их периодической отработкой  $B_p = B_{\text{мин}} + t Q_3 / h L$ .

Подставив это выражение (25) в формулу (22) и произведя некоторые преобразования, будем иметь:

$$\Delta_p = \frac{h_i (B_{\text{в.н}} + h \operatorname{ctg} \alpha \pm h \operatorname{ctg} \beta) h l_p}{Q_3 h - h_i (B_{\text{мин}} l_p h + t Q_3 - B_{\text{в.н}} l_p h)}. \quad (30)$$

Разрешив выражение (30) относительно  $h_i$ , получим:

$$h_i = \frac{\Delta_p Q_3 h}{\Delta_p t Q_3 + h l_p [\Delta_p B_{\text{мин}} + B_{\text{в.н}} (1 - \Delta_p) + h \operatorname{ctg} \alpha \pm h \operatorname{ctg} \beta]}. \quad (31)$$

Как видим, скорость понижения горных работ при поэтапной разработке равна скорости понижения при поочередной отработке уступов.

Таким образом, поэтапная разработка и любая другая схема ведения горных работ с временной консервацией уступов и отдельных участков бортов подчиняются одним и тем же законам и представляют разновидности единой технологии — технологии ведения горных работ с временно нерабочими уступами, для которой выражение (10) отражает всю взаимосвязь интенсивности горных работ и основных определяющих ее факторов.

Проанализируем, как влияют различные факторы, входящие в формулу (10), на скорость понижения горных работ.

Очевидно, что повышение производительности оборудования увеличивает интенсивность понижения горных работ, а увеличение длины экскаваторного блока снижает ее. Из других определяющих факторов наиболее существенное влияние на интенсивность горных работ оказывают удельная длина рабочего фронта, ширина временно нерабочих площадок и угол откоса временно нерабочих уступов. При этом увеличение удельной длины рабочего фронта горных работ и угла откоса временно нерабочих уступов повышает скорость понижения горных работ, а увеличение ширины временно нерабочих площадок — уменьшает (рис. 2, а, б, в, на которых 1 —  $Q=1$  млн. м<sup>3</sup>,  $l=500$  м; 2 —  $Q=1,5$  млн. м<sup>3</sup>,  $l=500$  м; 3 —  $Q=1,0$  млн. м<sup>3</sup>,  $l=750$  м; 4 —  $Q=1,5$  млн. м<sup>3</sup>,  $l=750$  м). Высота уступа должна рассматриваться совместно с минимальной шириной рабочей площадки  $B_{\text{мин}}$ , так как последняя находится практически в прямой зависимости от первой [3]. В результате скорость понижения горных работ очень мало зависит от высоты уступа (рис. 2, г), лишь несколько снижаясь при увеличении последней.

Исследованием степени влияния каждого из проанализированных факторов установлено, что в среднем изменение производительности экскаватора на 1% ведет к изменению скорости понижения работ на 0,83%. Изменение удельной длины рабочего фронта горных работ на 1% изменяет скорость понижения работ на 0,63%, соответствующее изменение длины экскаваторно-

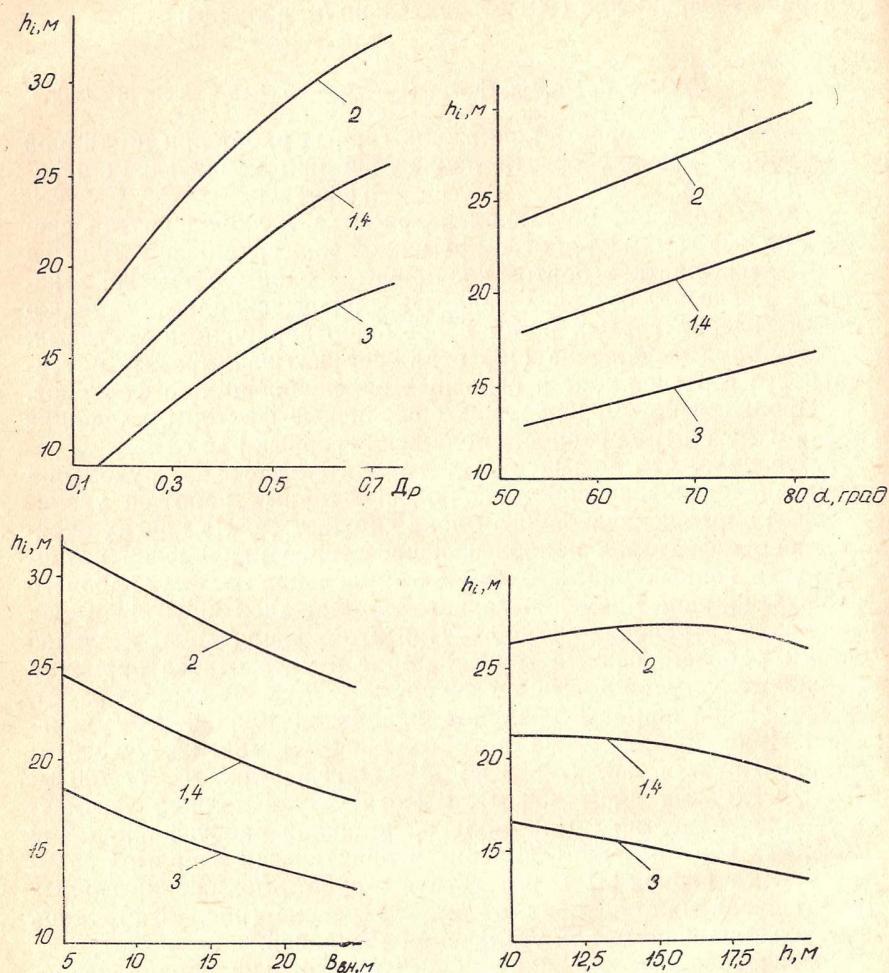


Рис. 2. Зависимость скорости понижения работ:

*a* — от удельной длины рабочего фронта; *б* — от угла откоса временно нерабочего уступа; *в* — от ширины временно нерабочих площадок; *г* — от высоты уступа

го блока — на 0,86%, ширины временно нерабочей площадки — на 0,36%, угла откоса уступа временно нерабочего борта — на 0,6%, высоты уступа — на 0,05%.

Из этих факторов менее значимыми являются угол откоса временно нерабочего борта, ширина временно нерабочей площадки и высота уступа. Однако все они являются параметрами временно нерабочего борта, определяют его конструкцию. Согласованное изменение этих параметров на 1% обеспечивает изменение интенсивности горных работ более, чем на 1,2%. То есть конструкция и параметры временно нерабочего борта в наибольшей степени определяют интенсивность горных работ. Кроме того, этот параметр является наиболее управляемым и в то же время менее изученным. Поэтому возникает необходимость его анализа как регулятора интенсивности горных работ.

Таким образом, горные работы с временной консервацией бортов и отдельных уступов в различном их виде и сочетании представляют единую технологию и подчиняются одним и тем же законам. Наиболее существенными регулирующими факторами возможной интенсивности горных работ при этой технологии являются производительность экскаватора, удельная длина экскаваторного блока и, особенно, конструкция и параметры временно нерабочего борта. Необходима разработка эффективных конструкций временно нерабочих бортов для наиболее типичных горно-геологических условий и внедрение их на железорудных карьерах.

#### ЛИТЕРАТУРА

- Проектирование карьеров /Хохряков В. С., Шелест А. Т., Молтусов Г. П. и др.—М.: Недра, 1969.—216 с.
- Линев В. П. Ширина рабочих площадок уступов и возможная скорость углубления горных работ //Горный журнал.—1978.—№ 6.—С. 31—33.
- Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий ЧМ с открытым способом разработки: утвр. МЧМ СССР 11.03.86, № 10—87.—Л., Гипроруда, 1986.—264 с.

С. Л. ФЕСЕНКО, В. Л. ЯКОВЛЕВ,  
Г. П. ВОРОБЬЕВ, В. И. КОЩЕЕВ

#### ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Современный этап развития открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых характеризуется интен-

сивным ростом глубины горных работ. За последние годы глубина железорудных карьеров увеличилась на 100—120 м и составляет 200—320 м, в ближайшей перспективе она достигнет 350—450 м.

Развитие горных работ на глубоких карьерах характеризуется усложнением горнотехнических условий, связанным с сокращением активной рабочей зоны, интенсивным понижением горных работ в рудной зоне, сокращением готовых к выемке запасов, уменьшением ширины рабочих площадок, увеличением расстояния транспортирования горной массы, снижением производительности горно-транспортного оборудования.

На основе оценки современного состояния и перспектив развития горных работ и транспорта глубоких железорудных карьеров установлены следующие основные направления совершенствования и развития транспортных систем:

1. Коренная реконструкция транспортных систем на основе:

- применения циклично-поточной технологии с автомобильно-конвейерным и автомобильно-конвейерно-железнодорожным транспортом;
- изменения схемы вскрытия и систем транспортных коммуникаций;
- изменения порядка развития горных работ и последовательности формирования транспортной системы карьеров.

2. Глубокий ввод в карьеры железнодорожного транспорта, расширение сферы и увеличение сроков его рационального применения за счет:

- применения глубоких траншей внешнего и внутреннего заложения;
- внедрения уклонов путей 50—60%, позволяющих увеличить глубину ввода железнодорожного транспорта в карьеры на 100—150 м, то есть до 350—400 м, скорость его понижения в 1,4—1,5 раза, сократить разрыв между автомобильным и железнодорожным транспортом по глубине карьера и уменьшить на 25—30% расстояние перевозок сборочным автотранспортом за счет приближения пунктов перегрузки к забоям, на 15—20% за счет уменьшения объемов автомобильных перевозок за счет роста перевозок непосредственно из забоев железнодорожным транспортом, снизить суммарные затраты на транспорт горной массы с глубиной 350—400 м на 20—25%;

— тоннельного вскрытия глубинных горизонтов; особенно эффективным становится применение внутрикарьерных тоннелей на глубинах более 300 м с выводом части транспортных коммуникаций из рабочей зоны во внекарьерное пространство,

что обеспечивает ускоренное понижение железнодорожного транспорта без дополнительного разноса бортов.

3. Своевременный периодический перенос пунктов перегрузки горной массы в схемах комбинированного автомобильно-конвейерного и автомобильно-железнодорожного транспорта.

4. Техническое перевооружение карьерного транспорта на основе:

— оптимизации структуры парка автосамосвалов с учетом особенностей различных грузопотоков горной массы на карьерах;

— создания дизель-троллейвозов на базе 110-тонного автосамосвала;

— создания для работы в схемах циклично-поточной технологии специализированных автосамосвалов, имеющих надежную и эффективную тормозную систему, обеспечивающую безопасное движение с грузом под уклон;

— расширения номенклатуры конвейеров для транспортирования скальной горной массы и создания оборудования для комплексов ЦПТ;

— электрификации железнодорожного транспорта с переходом на тяговые агрегаты и вагоны-самосвалы усиленной конструкции.

Освоение глубин 450—500 м и более требует качественного изменения техники рельсового транспорта. В первую очередь, это касается перевода на полноприводные карьерные электропоезда, обеспечивающие транспортирование горной массы при уклонах трассы 140—160% по обособленным выездам с нижних зон.

Роль внутрикарьерных тоннелей и путепроводов в формировании схемы транспортных коммуникаций на глубинах 450—500 м и более в организации обособленных выездов из нижней зоны еще более возрастает. Они становятся весьма эффективным средством в стесненных условиях нижних горизонтов, так как создание транспортных площадок приводит к значительному дополнительному разносу бортов.

Основной тенденцией на железорудных карьерах до 2000 г. является широкое применение комбинированных систем транспорта. По прогнозам на железорудных карьерах к 2000 г. доля скальной горной массы, перевозимой с применением комбинированных систем, должна увеличиться до 46%. Доля железнодорожного транспорта (без учета перевозок в комбинированных транспортных системах) в общем объеме останется на уровне 41—46%. Удельный вес перевозок горной массы непосредствен-

но из карьера до фабрик и отвалов автомобильным транспортом уменьшиться до 6—8%. Автомобильный транспорт получит наибольшее развитие как сборочное звено в комбинированных транспортных системах.

Научно-исследовательскими институтами были проанализированы перспективы применения отдельных комбинированных транспортных систем на железорудных карьерах. Наиболее интенсивное развитие получат транспортные системы с конвейерными подъемниками в схемах циклично-поточной технологии (ЦПТ). Предполагается, что на их долю будет приходиться более половины всех объемов перевозок комбинированными транспортными системами. Удельный вес автомобильно-железнодорожного транспорта при этом значительно уменьшается.

Начиная с 1980 г., наряду с двухзвенными находят применение трехзвенные системы транспорта, объединяющие в единой технологической цепи автомобильный и железнодорожный транспорт с конвейерным или скраповым подъемом. Их доля через 10—15 лет составит 10% в общем объеме перевозок комбинированными транспортными системами.

Циклично-поточная технология на железорудных карьерах применяется и будет развиваться главным образом для добычи руды. Предполагается, что к 1990 г. из общих объемов, транспортируемых конвейерными подъемниками, 70% будет приходиться на долю скальной горной массы.

Отставание в развитии вскрышных комплексов ЦПТ или их отсутствие на ряде карьеров может привести к снижению эффективности использования автомобильного транспорта вследствие больших расстояний перевозки вскрыши либо к параллельному развитию двух разных транспортных систем — вскрышной и рудной.

---

О. В. СЛАВИКОВСКИЙ

## ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕВООРУЖЕНИЕ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСА РУДНИКА

При подземной разработке рудных месторождений можно выделить три основные технологические операции: горно-прходческие работы, связанные со вскрытием и подготовкой месторождения, буровзрывные работы и перемещение отбитой рудной массы от забоя до поверхности рудника.

Погрузочно-транспортные операции достигают 40—50% общей трудоемкости подземной разработки рудных месторождений. В свою очередь, применяемые средства механизации погрузочно-транспортного комплекса рудника во многом определяют схему вскрытия и подготовки месторождения, а отсюда и затраты на горно-капитальные работы, стоимость которых составляет 40—60% капитальных затрат на строительство рудника.

Технический уровень горной техники и технологии горно-прходческих и буровзрывных работ, а также применяемых на большинстве железорудных шахт страны систем разработки обеспечивает высокую интенсивность отработки месторождения, дальнейший рост которой в настоящее время сдерживается низкой производительностью в процессе перемещения руды от забоя до ствола шахты, включающего выпуск, погрузку, доставку и транспортирование руды.

Начальной операцией в технологической схеме процесса перемещения руды является подсистема «погрузка», работоспособность которой во многом определяется способом выпуска руды из блока и применяемыми средствами механизации. Выпуск руды является многофакторным трудноуправляемым процессом, для которого характерно периодическое порционное истечение рудной массы и образование динамических сводов, практически не управляемых во времени. Для обеспечения требуемой производительности рудника при низкой производительности на выпуске необходимо иметь в эксплуатации большое количество очистных блоков, что приводит к деконцентрации горных работ.

Совершенствование площадного выпуска руды на отечественных рудных шахтах идет по пути широкого внедрения вибровыпуска, разработанного в нашей стране. При системах разработки с торцевым выпуском руды ориентируются на широкое применение самоходного погрузочно-доставочного оборудования с дизельным приводом, в основном импортного.

Принципы формирования погрузочно-транспортного комплекса рудников Минчермета СССР в основном идентичны. Основным средством выпуска руды из блока является скреперная доставка (64% общего объема добычи), 32% занимает вибровыпуск руды и 4% — самоходные погрузочно-доставочные машины. Электровозный транспорт сегодня является основным видом магистрального транспорта рудных шахт и, согласно прогнозным данным, останется таковым до 2010 года.

При вибровыпуске руды применяются вибропитатели типа ВВДР-5, ВДПУ-4ТМ, ПШВ.

Внедрение вибровыпуска на железорудных шахтах Урала увеличило производительность по сравнению со скреперной доставкой в 1,5—1,8 раза, производительность труда рабочего на выпуске — до 350—400 т/чел.-смену, частоту зависаний снизило в 2,0—2,5 раза.

Для дальнейшего повышения интенсивности выпуска руды из блока на железорудных шахтах Урала была испытана новая технология с активным выпуском руды на базе применения рудопогрузочной установки (РПУ), разработанной институтом ВостНИГРИ, при проведении промышленных испытаний которой на рудниках НПО Сибруды были получены высокие технико-экономические показатели (техническая производительность РПУ — 2000 т/ч, количество зависаний 2—3 на 1000 т выпущенной руды).

Однако одноразовое использование вибропитателей и высокая стоимость монтажных работ ограничивают расширение области применения вибровыпуска, поскольку экономически целесообразна установка вибропитателя на запасы отбитой руды не менее 60—70 тыс. т, а рудопогрузочной машины РПУ — не менее 100—120 тыс. т (стоимость РПУ составляет 14 тыс. руб.). Значительное расширение области применения вибровыпуска возможно на основе создания и внедрения новой технологии на базе самоходных питателей.

ИГД МЧМ СССР проведены исследования по созданию самоходных питателей многоразового использования для площадного выпуска руды, на основе которых установлено, что для ходовой части самоходных питателей наиболее эффективно применение роторно-винтовых движителей. Институтом НИПИгормаш по заявке и исходным требованиям ИГД МЧМ СССР создан экспериментальный образец самоходной рудопогрузочной установки РПУ-СГ (на базе качающегося питателя РПУ с гидроприводом) и испытан на ш. Естюнинская Высокогорского РУ. РПУ-СГ в период монтажа своим ходом вошла в погрузочную камеру, затем были навешены «боковины» для направления рудопотока, камера была частично забетонирована. После этого гидроцилиндры, обслуживающие ходовую часть, были перевезены на рабочий орган, и гидросистема была перенастроена для работы в режиме рудопогрузочной установки. Операции по монтажу установки в камере производила бригада из трех человек. После года эксплуатации, в течение которого с помощью РПУ-СГ выпущено 15 тыс. т руды, установка с помощью роторно-винтовых движителей вышла из одной погрузочной камеры и переместилаась в другую, преодолев расстояние 12 м.

В результате опытно-промышленных испытаний доказана техническая возможность и экономическая целесообразность создания и внедрения самоходных рудопогрузочных установок. При этом затраты на монтажные работы снизились в 2,0—3,5 раза по сравнению с использованием стационарных питателей, сократился расход материалов на оборудование погрузочных камер: бетона в 4 раза, пиломатериалов в 1,5 раза, металла в 12 раз. Трудоемкость монтажа снизилась в 2,5 раза. Ожидаемый экономический эффект на одну самоходную рудопогрузочную установку составляет от 80 до 140 тыс. руб. На основе применения самоходных питателей в комплексе с конвейерной доставкой в ИГД МЧМ СССР разработана новая ресурсосберегающая технология площадного выпуска руды. Расчетный экономический эффект от ее внедрения составляет 0,076 руб. на 1 т.

Внедрение на выпуске и доставке руды самоходных погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с дизельным приводом, несмотря на увеличение расходов на вентиляцию, привело к ухудшению санитарно-гигиенических условий труда. А для многих рудников МЧМ СССР схемы вскрытия не позволяют обеспечить требуемого количества воздуха при работе дизельных ПДМ.

Одной из первоочередных задач по техническому перевооружению ПДМ — перевод их на электрический привод. Исследования, проведенные в ИГД МЧМ СССР показали, что применение электропривода обеспечивает повышение технической производительности ПДМ на 20—40% по сравнению с дизельными ПДМ, снижает эксплуатационные расходы на 40—55%, температуру на рабочем месте на 3—5°С, и шум на 3—5 дБ, при этом существенно снижаются требования к вентиляции.

По данным Гипроникеля перевод отечественных ПДМ на электропривод обеспечит экономический эффект в зависимости от типа машин от 25 до 80 тыс. руб.

С увеличением глубины горных работ в условиях повышенного горного давления наиболее перспективно применение системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды на основе применения самоходных питателей. ИГД МЧМ СССР совместно с институтом НИПИгормаш разработана и испытана на ш. Северопесчанская поточная технология выпуска и доставки руды на основе применения комплекса КТ. Приемочной комиссией новая доставочная техника рекомендована к серийному производству. Роторно-винтовой движитель доказал свою работоспособность и при торцовом выпуске руды, выйдя из-под на-вала горной массы 72 раза. Средняя производительность комплекса КТ составила 863, а максимальная 1420 т/смену. Потери

составили 6,5%, засорение 16%. Внедрение поточной технологии с торцовым выпуском руды на ш. Северопесчанская позволило получить экономический эффект 40 тыс. руб. в год. Комплекс КТ обеспечивает управляемый выпуск руды, самостоятельный выход из-под навала горной массы истыковку с секцией конвейера, что особенно важно при отработке слабоустойчивых руд. Секционный конвейер обеспечивает быстрое сокращение длины конвейерной линии и небольшой пусковой ток. Применение вибропитателя по сравнению с погрузочной машиной увеличивает глубину внедрения рабочего органа, что улучшает показатели выпуска.

Совершенствование электровозного транспорта отечественных рудных шахт идет по пути повышения грузоподъемности локомотивосостава до 180—200 т. В связи с тем, что отечественным машиностроением не освоен выпуск электровозов с большой сцепной массой, увеличение мощности тяговых агрегатов осуществляется за счет применения спаренных электровозов К14 — «спарок» или электровозов зарубежных фирм с большим сцепным весом. Среднесменная производительность локомотивосостава не превышает 300—500 т/смену, в отдельных случаях максимальная достигает 1000 т/смену.

В настоящее время и в ближайшей перспективе на рудниках МЧМ СССР возможны две основные технологические схемы взаимосвязи подсистем «погрузка» и «транспорт»:

— глубокий ввод электровозного транспорта при непосредственной погрузке руды из блока рудопогрузочными установками непрерывного действия;

— загрузка электровозного транспорта из блоковых рудоспусков рудопогрузочными установками непрерывного действия.

Однако опыт эксплуатации циклического по своему характеру электровозного транспорта с непрерывными средствами погрузки руды вызывает большие технологические противоречия:

— при перестановке вагонов и загрузке их «конусами» процесс погрузки связан с большим числом включений и выключений питателей, что вызывает большие пусковые токи и часто выводит из строя электродвигатели;

— циклическая погрузка является одной из основных причин сводообразования в рудовыпускных выработках;

— резко снижается производительность на погрузке;

— большую неравномерность в работе погрузочно-транспортного комплекса рудника.

Лабораторными исследованиями, проведенными в ИГД МЧМ СССР, установлено, что большим резервом сокращения количе-

ства зависаний является резкое увеличение дозы единовременно выпускаемой руды. На основании моделирования установлено, что увеличение дозы выпуска в 20 раз приводит к снижению величины ожидаемых зависаний в 2,5—3,0 раза.

Таким образом, выявленная закономерность снижения зависаний от величины дозы выпуска, технологические противоречия между циклическим электровозным транспортом и непрерывными средствами погрузки позволяет ставить вопрос о необходимости создания нового типа подвижного состава, обеспечивающего непрерывность загрузки состава при большой его грузоподъемности.

ИГД МЧМ СССР предложено новое транспортное оборудование — вагон с межкузовным перекрытием и донной разгрузкой, на основе которого институтом ВНИПИрудмаш создан экспериментальный образец комплекса локомотивной откатки с непрерывной погрузкой и разгрузкой состава, который прошел промышленные испытания на руднике Шерегеш НПО Сибруда.

Результаты промышленных испытаний показали:

— наличие межкузовного перекрытия позволяет осуществлять непрерывную погрузку состава виброустановками при его безостановочном движении, просыпь руды при этом практически отсутствует;

— резкое увеличение дозы выпуска (в 15—20 раз по сравнению с существующей технологией) сократило величину удельной частоты зависаний в 3—4 раза;

— практически перестали выходить из строя электродвигатели;

— донная разгрузка вагонов обеспечила их хорошую чистку при прохождении разгрузочного устройства, тем самым решена проблема чистки вагонов.

Полученные результаты промышленных испытаний комплекса локомотивной откатки позволяют говорить, что новая транспортная система может служить базой для создания автоматизированных транспортных систем при откатке руды по магистральным выработкам.

Опыт зарубежных рудников показал, что при подземной разработке рудных месторождений в определенных условиях перспективно применение автомобильного и конвейерного транспорта руды.

Отечественным машиностроением для подземных работ выпускается один тип автосамосвала МоАЗ-6401 грузоподъемностью 20 т. Однако на практике наибольшую эффективность имеют транспортные машины большой грузоподъемности. Установ-

лено, что увеличение грузоподъемности в 4—5 раз приводит к снижению стоимости транспортирования при автомобильном транспорте в 1,6—2,2 раза. Кроме того, МоАЗ при сравнительно небольшой грузоподъемности требует большого сечения транспортных выработок. Проведенные исследования послужили основанием для научно-исследовательских и поисковых работ по созданию нового транспортного средства для автомобильного транспорта — многозвенного полноприводного шахтного автопоезда грузоподъемностью 75 т, разработанного институтом НИПИгормаш по заявке ИГД МЧМ СССР и испытанного на ш. Сидеритовая Бакальского РУ. Автопоезд предназначен для транспортирования руды по подземным выработкам сечением 10—12 м<sup>2</sup>. Мощность дизельного двигателя 190 л. с. Среднесменная производительность автопоезда составила 150, максимальная — 180 т/ч, наибольшая эксплуатационная производительность — 600 т/смену при коэффициенте использования 0,34. Промышленные испытания показали высокие эксплуатационные качества автопоезда. На стадии промышленных испытаний были сделаны проработки по переходу на дизель-троллейбусный вариант автопоезда.

Функционально-стоимостной анализ работы погрузочно-транспортного комплекса рудника позволил выделить эффективную область применения автопоездов: в качестве сборочного транспорта на промежуточных горизонтах, для транспортирования руды по магистральным выработкам при годовых грузопотоках до 1,5 млн. т в год и расстояниях до 500—700 м, а также при отработке отдельных удаленных рудных залежей при длине откатки до 2—3 км и при доработке запасов рудных тел при вскрытии их наклонными или спиральными съездами.

Высшей формой горнорудного производства является поточная технология добычи руды. Внедрение непрерывных средств транспорта — один из основных путей обеспечения поточности процесса перемещения рудной массы. При существующем конструктивном исполнении конвейеров применение их возможно при условии предварительного дробления руды на добывающих участках. Конвейеризация подземного транспорта к настоящему времени не получила применения, поскольку отечественным машиностроением участковые дробилки специально для подземных работ не выпускаются.

ИГД МЧМ СССР разработаны исходные требования и карточка-заявка на создание и освоение производства мобильной малогабаритной дробильной установки для подземных работ (которая может вписываться в выработки сечением 12—16 м<sup>2</sup>,

производительностью 250—400 т/ч с приемом кусков до 1000 мм) и переданы в Минтяжмаш СССР.

Проектные проработки, выполненные для условий рудников Минчермета СССР Урало-Казахстанского региона, по оценке эффективности применения нового погрузочно-транспортного оборудования показали:

— применение схем вскрытия и подготовки месторождений при использовании в качестве сборочного транспорта автопоездов АШ-75, а электровозного транспорта на базе комплекса локомотивной откатки с непрерывной погрузкой и разгрузкой состава на концентрационных горизонтах перспективно для большинства месторождений Урала и Казахстана;

— применение ПДМ с электроприводом, а в других вариантах — самоходных питателей при системах подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды повышает производительность труда до 66—93 т/смену;

— применение комплексов машин (питатель самоходный — электровозный транспорт, питатель самоходный — АШ-75 — электровозный транспорт) на погрузочно-транспортных операциях при системах с этажным обрушением и площадным выпуском руды повышает производительность труда до 74—95 т/смену, а добычи в целом в 1,5—2,0 раза.

С. А. ШУКШИН, В. Д. КАНТЕМИРОВ

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ЦПТ НА КАРЬЕРЕ ПОЛТАВСКОГО ГОКА

Одним из условий рационального использования месторождений полезных ископаемых является эффективное применение циклическо-поточной технологии (ЦПТ) на карьерах Минчермета. В настоящее время ЦПТ применяется на девяти горно-обогатительных комбинатах. Фактическая загрузка комплексов горной массой в 1987 г. составила 65% их проектной мощности. В данной статье рассматривается возможность увеличения загрузки комплекса ЦПТ на карьере Полтавского ГОКа и повышения эффективности его применения.

Комплекс ЦПТ на карьере Полтавского ГОКа введен в эксплуатацию в декабре 1984 г. В состав комплекса входят корпус крупного дробления, оборудованный дробилкой ККД-1500/180, наклонный конвейерный подъемник с лентой шириной 2000 мм, корпус погрузки на поверхности для непосредственной загрузки

Показатели работы комплекса ЦПТ на Полтавском ГОКе за 1986 г. и I квартал 1987 г.

Показатели	I полугодие 1986 г.		II полугодие 1986 г.		Итого за 1986 г.		I квартал 1987 г.	
	план	факт	план	факт	план	факт	план	факт
Календарное время, ч	4344	4344	4416	4416	8760	8760	2160	2160
Время чистой работы, ч	3593	3044	3634	1792	7227	4836	1864	1017
Простои, всего, ч	751	1300	782	2624	1533	3924	296	1143
Плановые простои, ч	751	349	782	592	1533	941	296	169
Из них:								
ППР	628	226	622	432	1250	658	216	89
массовые взрывы	123	123	160	160	283	283	80	80
Неплановые простои, ч	—	951	—	2032	—	2983	—	974
В том числе:								
отсутствие руды	—	788	—	1738	—	2526	—	512,2
аварийные простои	—	163	—	294	—	457	—	461
Коэффициент использования оборудования, доли ед.	0,83	0,70	0,82	0,41	0,82	0,55	0,86	0,47
Часовая производительность комплекса, т	2227	2171	2201	1795	2214	2032	2146	2348
Переработано руды, тыс. т	8000	6608,6	8000	3217,4	16000	9825	4000	2387,5

железнодорожных думпкаров и перегрузочный склад хребтового типа. Разгрузка руды автосамосвалами в приемный бункер комплекса производится на гор. —25 м. По проекту производительность комплекса с учетом горно-геологических возможностей карьера принята равной 16 млн. т руды в год.

Добыча руды при ЦПТ производится, в основном, на горизонтах —105, —120 и —135 м. Доставка руды на ДПП комплекса осуществляется по постоянным съездам на западном и восточном бортах карьера автосамосвалами НД-1200 и БелАЗ-549. Расстояние транспортирования составляет 2,1 км.

За 1985—1987 гг. комплексом ЦПТ переработано 31,6 млн. т руды, в том числе по годам соответственно 9,3; 9,8 и 12,5 млн. т. В табл. 1 приводятся показатели работы комплекса ЦПТ на Полтавском ГОКе за I и II полугодия 1986 г. и I квартал 1987 г. Анализ табл. 1 показывает, что плановые показатели использования оборудования комплекса и объемы переработки им руды систематически не выполняются. Основными причинами этого являются большие простои комплекса из-за отсутствия руды (в 1986 г. — 2526 ч, I квартал 1987 г. — 512 ч) и аварийности оборудования ЦПТ.

В I квартале 1987 г. на комплексе произошло 48 аварий общей продолжительностью 103,5 ч. Продолжительность остановки комплекса при аварии изменялась от 0,1 до 24 ч.

При анализе аварийных простоев выявлены, в основном, простои по механическим (15%), электрическим (25%) и технологическим (60%) причинам. Последние связаны с забивкой течек (на перегрузке) и дробилки ККД-1500/180, сходами конвейерных лент и пр.

Около 85% всех непланируемых простоев комплекта происходят из-за отсутствия руды.

Проведенный авторами анализ совместных и несовместных простоев экскаваторов и дробильно-конвейерного комплекса для выявления причин недогрузки его рудой показал, что несовместные простои занимают большую часть времени аварийных простоев оборудования: для экскаваторов они составляют 75—80%, для комплекса ЦПТ — 90—92%. Во время простоев происходит или недогрузка комплекса рудой (при авариях экскаваторов), или доставка руды, предназначенной для комплекса, на перегрузочный склад западного борта карьера (при авариях комплекса). Несовместные аварийные простои экскаваторов, работающих на комплексе, за год достигают 190 ч; а комплекса ЦПТ — 508 ч.

Установлено, что после устранения аварийных отказов оборудования ЦПТ, автосамосвалы продолжают в течение 1—2 ч работать в другой технологической схеме. Это является одной из основных причин снижения объемов руды, предусматриваемых к разработке с применением ЦПТ. Доставка руды на комплекс из дальних забоев приводит к увеличению расстояния транспортирования, что экономически нецелесообразно.

Суммарное снижение производительности комплекса из-за аварийных простоев оборудования и отсутствия руды составило в 1987 г. 3500 тыс. т. Таким образом, при снижении аварийных простоев оборудования ЦПТ и отказе от передачи части объемов руды из зоны ЦПТ в другие технологические схемы годовая производительность комплекса обеспечивается на уровне 16 млн. т. Технически возможная производительность комплекса ЦПТ определена по известным методикам [5] с учетом фактических показателей его работы, выявленных резервов и составила 19 млн. т руды в год или 20 тыс. т в смену.

Авторами предложено, для устранения отрицательных последствий аварий и других простоев оборудования ввести в технологическую схему (между рудными забоями и ДПП) аварийный аккумулирующий склад руды, который необходимо расположить в замковой части карьера, вблизи западного борта на гор. —75 м, на расстоянии 1,2 км от ДПП. Учитывая частоту аварий оборудования ЦПТ и их продолжительность, вместимость склада принята равной 30—35 тыс. т, в том числе активной части — 20 тыс. т.

В период аварийных простоев оборудования ЦПТ руда из забоев доставляется автосамосвалами на аккумулирующий склад, а после устранения отказов со склада осуществляется дозагрузка дробильно-конвейерного комплекса. Во время простоев экскаваторов комплекс ЦПТ догружается рудой с аккумулирующего склада. Наличие аккумулирующего склада позволит устранить жесткую зависимость между работой горнотранспортного оборудования и дробильно-конвейерного комплекса и повысить его производительность.

Для увеличения производительности комплекса ЦПТ до технически возможной предложено догружать его скальной вскрышой. Режим работы комплекса предопределяет раздельную посадку на него руды и скальной вскрыши в течение определенного интервала времени, кратного рабочей смене. Загрузка комплекса производится одновременно из забоев и со склада. При загрузке его рудой скальная вскрыша доставляется автосамосвалами из забоев на аккумулирующий склад, а при загрузке

скальной вскрышой руда вывозится из забоев на склад. При освоении комплексом проектной производительности (16 млн. т руды в год) объемы его дозагрузки до технически возможной производительности породами скальной вскрыши с учетом их плотности составят 2,7 млн. т в год. Суммарная производительность комплекса при его максимальной загрузке составит 18,7 млн. т. Соотношение времени загрузки комплекса рудой и скальной вскрышой принято 5:1, то есть 5 смен на комплекс подается руда, 1 смену — скальная вскрыша.

При оценке эффективности дозагрузки комплекса ЦПТ до его максимально возможной производительности рассмотрены следующие варианты:

**Вариант I (базовый)** — достигнутый уровень загрузки комплекса рудой в 1987 г. (12,5 млн. т). Остальные 3,5 млн. т руды и 2,7 млн. т скальной вскрыши доставляются на перегрузочный склад западного борта, с которого руда в думпиках транспортируется на дробильную фабрику, а скальная вскрыша — в отвалы.

**Вариант II** — загрузка комплекса рудой до проектной производительности (16 млн. т в год). Скальная вскрыша в объеме 2,7 млн. т доставляется автотранспортом на перегрузочный склад на западном борту карьера, с которого транспортируется в думпиках на отвалы.

**Вариант III** — загрузка комплекса ЦПТ рудой и скальной вскрышой до максимально возможной производительности: руды — 16 млн. т, скальной вскрыши — 2,7 млн. т (со склада ЦПТ на поверхности руда транспортируется на дробильную фабрику, а скальная вскрыша — на западные отвалы). Для осуществления данного варианта необходимо к существующим сооружениям дополнительно построить 1,3 км двухпутных железнодорожных путей на западные отвалы, общая стоимость которых около 200 тыс. руб.

В соответствие с календарным планом горных работ (на расчетный 1990 г.) определены объемы руды (легкообогатимой и труднообогатимой) и скальной вскрыши по горизонтам, расстояния их транспортирования из забоев на ДПП комплекса, аккумулирующий склад (гор. —75 м) и перегрузочный пункт на западном борту карьера. Расстояние транспортирования руды и скальной вскрыши с аккумулирующего склада на ДПП составит 1,2 км. Скальная вскрыша в рабочей зоне ЦПТ представлена сланцами, которые могут быть использованы для производства щебня.

Для доставки руды и скальной вскрыши предлагается использовать автосамосвалы НД-1200, с помощью которых перевозится в карьере более 90% всей руды и 85% скальной вскрыши.

На аккумулирующем складе используются в варианте II экскаватор ЭКГ-5, в варианте III — два экскаватора ЭКГ-8И. График работы экскаваторов взаимоувязан с режимом работы комплекса ЦПТ (950 смен в году). При загрузке комплекса скальной вскрышой (вариант III) на складе работают два экскаватора ЭКГ-8И, а при загрузке рудой — один. Текущие затраты на погрузку руды и скальной вскрыши на складе определялись по элементам затрат с учетом времени работы экскаваторов и их загрузки.

На перегрузочном складе западного борта карьера в вариантах I и II принят экскаватор ЭКГ-5, режим работы которого зависит от объемов работ на перегрузке. В варианте I экскаватор работает с максимальной нагрузкой в течение года, в варианте II — 1—2 смены в сутки по прерывной рабочей неделе. На складе ЦПТ (на поверхности) приняты экскаваторы:

в варианте I — ЭКГ-5 и ЭКГ-8И;

в варианте II — два экскаватора ЭКГ-8И;

в варианте III — два экскаватора ЭКГ-8И на отгрузке руды и один — ЭКГ-5 на отгрузке скальной вскрыши. Причем на отгрузке вскрыши экскаватор может работать 1—2 смены в сутки.

Стоимость переработки 1 т скальной горной массы комплексом ЦПТ определялась по элементам затрат с учетом их условно-постоянной и условно-переменной составляющих и по вариантам I, II и III равна 0,148, 0,131, 0,121 руб/т, соответственно.

Для транспортирования руды на дробильную фабрику и скальной вскрыши в отвалы предусматривается использовать локомотивосоставы с тепловозами ТЭМ-7 и ТЭ-3 и думпкарами 2ВС-105. Расстояние транспортирования руды от склада ЦПТ до дробильной фабрики составляет 4,5 км, а от перегрузочного склада на западном борту до фабрики — 11 км. Расстояние транспортирования скальной вскрыши до западного отвала составляет: со склада ЦПТ — 5 км, с перегрузочного склада на западном борту — 8 км. Себестоимость транспортирования 1 т скальной горной массы железнодорожным транспортом принята 0,0187 руб/ткм.

Результаты расчета ожидаемого годового экономического эффекта от внедрения мероприятий по освоению комплексом проектной производительности по руде и дозагрузке его скальной вскрышой в объеме 2,7 млн. т приведены в табл. 2. Наиболь-

ший годовой экономический эффект по сравнению с базовым получен по варианту II — 420 тыс. руб.

Экономический эффект (вариант II) обеспечивается за счет сокращения расстояния транспортирования руды, снижения себестоимости переработки 1 т руды комплексом ЦПТ и вы свобождения 0,9 автосамосвала и 1,1 локомотивосостава. Дополнительные затраты обусловлены сооружением аккумулирующего склада.

Таблица 2  
Технико-экономические показатели при освоении комплексом ЦПТ проектной производительности по руде и дозагрузке его скальной вскрышой

Показатели	Варианты		
	I (базовый)	II	III
Годовой объем производства скальной горной массы, млн. т . . . . .	18,7	18,7	18,7
В том числе:			
руды на ЦПТ . . . . .	12,5	16	16
скальная вскрыша на ЦПТ . . . . .	—	—	2,7
руды на перегрузке с западного борта (ЦТ) . . . . .	3,5	—	—
скальная вскрыша на перегрузке (ЦТ) . . . . .	2,7	2,7	—
Горно-транспортное оборудование, шт.:			
автосамосвалы НД-1200 . . . . .	17,2	16,3	15,7
локомотивосоставы . . . . .	6,2	5,1	4,6
экскаваторы на складе ЦПТ . . . . .	2	2	3
экскаваторы на аккумулирующем складе . . . . .	—	1	2
экскаваторы на перегрузке с западного борта . . . . .	1	1	—
Эксплуатационные затраты:			
тыс. руб. . . . .	10433	10066	10006
% . . . . .	100	96,5	95,9
Капитальные затраты:			
тыс. руб. . . . .	9960	9590	10910
% . . . . .	100	96,3	109,5
Приведенные затраты:			
тыс. руб. . . . .	11927	11505	11643
% . . . . .	100	96,5	97,6
Годовой экономический эффект, тыс. руб. . . . .	—	420	280

Снижение экономического эффекта в варианте III по сравнению с вариантом II произошло, в основном, из-за нерационального соотношения объемов руды и скальной вскрыши при загрузке комплекса. Для повышения эффективности работы

комплекса целесообразно осуществлять его загрузку примерно равными объемами руды и скальной вскрыши. В этом случае отпадает необходимость в использовании дополнительного оборудования. Предварительные расчеты показывают, что экономический эффект по сравнению с вариантом II возрастает на 280 тыс. руб., а по сравнению с базовым — на 700 тыс. руб.

Дополнительный экономический эффект (более 1 млн. руб. в год) по варианту III может быть получен за счет переработки скальной вскрыши, вывезенной из карьера с использованием ЦПТ, на дорожный щебень. В этом случае скальная вскрыша выдается комплексом на поверхность, где осуществляется разделение ее по крупности и отгрузка потребителю с применением специального оборудования.

### Выводы

1. Исследованием установлено, что снижение производительности комплекса ЦПТ происходит, в основном, из-за аварийности его оборудования и передачи части руды из зоны ЦПТ в другие технологические схемы, в частности, на автотранспорт.

2. Для устранения отрицательных последствий от аварий и других простоев оборудования предложено ввести в технологическую схему аккумулирующий склад руды, расположенный между рудными забоями и ДПП комплекса на гор. — 75 м.

3. При отсутствии достаточных объемов руды комплекс ЦПТ предложено дозагружать скальной вскрышой. С этой целью разработаны технические решения по выдаче комплексом ЦПТ руды и скальной вскрыши из карьера.

4. Внедрение мероприятий по дозагрузке комплекса ЦПТ на карьере Полтавского ГОКа до проектной производительности 16 млн. т в год позволит получить годовой экономический эффект в размере 420 тыс. руб. по сравнению с базовым вариантом. В перспективе можно получить дополнительный экономический эффект (до 1 млн. руб.) за счет более рационального использования скальных вскрышных пород путем изготовления из них щебня.

### ЛИТЕРАТУРА

1. Инструкция по определению экономической эффективности использования в черной металлургии новой техники, изобретений и рационализаторских предложений: Утв. МЧМ ССР 08.02.79. — М.: Минчермет, 1979. — 37 с.

2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки: Утв. МЧМ ССР 11.03.86. — Л.: Гипроруда, 1986. — 264 с.

3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. — 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1982. — 414 с.

4. Рыжов П. А. Математическая статистика в горном деле: Учеб. для вузов. — М.: Высшая школа, 1973. — 285 с.

5. Руководство по выбору оборудования конвейерных линий на карьерах черной металлургии: Утв. Управлением горного производства МЧМ ССР 12.08.1980 г. — Свердловск: ИГД МЧМ ССР, 1981. — 67 с.

Г. Д. ҚАРМАЕВ, Н. Я. РЫБАЛКО,  
О. Б. АХИДОВА

### РАЦИОНАЛЬНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ТРАСПОРТНЫМИ ЗВЕНЬЯМИ ЦПТ

В схемах ЦПТ с автомобильно-конвейерным транспортом жесткая взаимосвязь автомобильного транспорта с дробильно-конвейерными комплексами оказывает существенное влияние на ритмичность грузопотока и технико-экономические показатели работы транспорта. Это обусловлено значительным количеством случайных остановок оборудования конвейерных линий. Правильная организация взаимодействия транспортных звеньев системы ЦПТ способствует повышению эффективности эксплуатации конвейерного оборудования. Важным в этом отношении является рациональное управление движением груженых автомобилей между дробильно-перегрузочными пунктами, основанное на прогнозной оценке продолжительности случайных остановок конвейерных линий.

Обобщение данных по простоям за достаточно длительный период времени с определенной достоверностью дает возможность по известной причине прогнозировать длительность остановок дробильно-конвейерных комплексов. С этой целью у оператора комплекса должна быть таблица с причинами простоев и распределение их по длительности. Для удобства пользования и более быстрого поиска все причины простоев можно сгруппировать по отдельным элементам и узлам комплексов. Выяснение и уточнение причин, а иногда и продолжительности остановок, производится оператором у обслуживающего отдельные узлы комплекса персонала. Сведения о работе дробильно-конвейерных комплексов на карьере Ингулецкого ГОКа показывают, что с вероятностью около 70% продолжительность простоев из-за срабатывания аппаратуры контроля и управления, перегрева подшипников в узлах приводных станций конвейеров, остановки крупной цепочки дробильной фабрики и ряда других

причин не превысит 10 мин. А продолжительностьостоя из-за разбутовки, ошурковки дробилки и подтяжки щели с вероятностью 100% будет не меньше 30 мин. С такой же вероятностью остановки из-за ремонта барабанов конвейеров, замены электродвигателя питателей в дробильно-перегрузочных узлах и замены конуса дробилки производятся более 2 ч. С определенной вероятностью определяется продолжительность остановок по другим причинам. Всего причин остановок за длительный период времени (12 месяцев) выявлено по дробильно-перегрузочному пункту — 11, приводным станциям конвейеров — 9, линейному ставу — 3, перегрузочным узлам между конвейерами — 3, аппаратуре контроля — 6, дробильной фабрики — 9.

Прогнозирование продолжительности остановок дробильно-конвейерных комплексов позволяет рационально управлять движением груженых автосамосвалов между перегрузочными пунктами. Цель управления заключается в снижении потерь производительности системы ЦПТ и непроизводительных пробегов автосамосвалов из-за непланируемых внутрисменных простоев комплексов.

Учитывая, что с вводом ЦПТ на карьерах прежняя транспортная схема сохраняется, автосамосвалы, прибывшие на дробильно-перегрузочный пункт для разгрузки во время остановки дробильно-конвейерного комплекса, могут ожидать начала работы комплекса или транспортировать руду (породу) на какой-либо другой (дополнительный) перегрузочный пункт. Потеря объема перевозок системы за время остановки при транспортировании горной массы на дополнительный перегрузочный пункт определится по выражению

$$Q_n = Q_1 - Q_2 = qn \left( \frac{1}{t_p} - \frac{1}{t'_p} \right) t_o,$$

где  $Q_1$  и  $Q_2$  — объемы перевозок при работе соответственно на основной и дополнительный перегрузочный пункт, т;

$q$  — грузоподъемность автосамосвала, обслуживающего дробильно-перегрузочный пункт, т;

$t_p$  и  $t'_p$  — время цикла (рейса) автосамосвала соответственно к основному и дополнительному перегрузочному пункту, мин;

$t_o$  — продолжительность остановки дробильно-конвейерного комплекса, мин;

$n$  — число автосамосвалов, обслуживающих дробильно-перегрузочный пункт.

Поскольку остановки дробильно-конвейерного комплекса имеют различную продолжительность, то возможны следующие случаи:

$$1) t_p + t_o > t'_p, \quad 2) t_p + t_o \leq t'_p.$$

В первом случае очевидно, что автосамосвалы, прибывшие на разгрузку к основному перегрузочному пункту, должны следовать на другой перегрузочный пункт. Во втором — должны ожидать начала работы (запуска) дробильно-конвейерного комплекса. Максимальное время ожидания равняется разнице в продолжительности рейсов к дополнительному и основному перегрузочному пунктам.

$$t_{ож} = t'_p - t_p \text{ или } t_{ож} = t'_r + t'_n + (t'_{раз} - t_{раз}),$$

где  $t'_r$  и  $t'_n$  — разница во времени движения соответственно груженого и порожнего автосамосвалов к основному и дополнительному перегрузочным пунктам (с учетом времени на перестройку движения), мин;  $t'_{раз} - t_{раз}$  — разница во времени разгрузки на дополнительном и основном перегрузочных пунктах, мин ( $t'_{раз} > t_{раз}$ ) вследствие увеличения интенсивности поступления груженых автосамосвалов на дополнительный перегрузочный пункт). В этом случае уменьшение объема перевозок транспортной системой будет меньше или равно той, которая получается, когда прибывающие автосамосвалы разгружаются на ближайшем работающем перегрузочном пункте. Кроме того, снижается непроизводительный пробег автосамосвалов и в определенной мере сокращаются расходы на их эксплуатацию.

Непроизводительный пробег определяется расстоянием между основным и дополнительным перегрузочными пунктами и числом автосамосвалов, прибывающих за максимальное время ожидания к основному перегрузочному пункту,

$$\Delta L = n'L' = \frac{n t_{ож}}{t_p} L',$$

где  $\Delta L$  — непроизводительный пробег, км;

$n'$  — число автосамосвалов, прибывающих к основному перегрузочному пункту за максимальное время ожидания;

$L'$  — пробег груженых и порожних автосамосвалов между перегрузочными пунктами, км.

В связи с изложенным основные положения рационального управления движением груженых автосамосвалов между перегрузочными пунктами, основанного на прогнозной оценке про-

должительности остановок дробильно-конвейерного комплекса, сводятся к следующему:

1. По имеющимся сведениям о работе за длительный период эксплуатации дробильно-конвейерного комплекса устанавливаются возможные причины остановок и соответствующая им продолжительность. Эти сведения в удобной для использования форме находятся у оператора комплекса.

2. После остановки комплекса оператор выясняет причину, по имеющимся сведениям определяет ожидаемую продолжительность простоя и сообщает об этом на дробильно-перегрузочный пункт. На дробильно-перегрузочном пункте целесообразно иметь табло, на котором фиксируется ожидаемая продолжительность остановки и остаток времени до предполагаемого начала работы комплекса.

3. Если время до начала работы (запуска) комплекса не превышает максимального времени ожидания, то прибывающие на разгрузку автосамосвалы становятся в очередь и ожидают запуска комплекса. Если остановка или время до начала работы больше максимального времени ожидания, то автосамосвалы следуют на разгрузку к ближайшему работающему перегрузочному пункту.

Для условий Ингулецкого ГОКа, где работают два дробильно-конвейерных комплекса «Восточный» и «Западный» в карьере и один на поверхности, число остановок комплекса по различным причинам может достигать 1000—1500 в год, что свидетельствует о целесообразности управления движением груженых автосамосвалов между дробильно-перегрузочными пунктами комплексов.

Хронометражными наблюдениями за работой автосамосвалов установлено, что если продолжительность остановки комплекса «Восточный» по какой-либо причине превышает 5 мин, то обслуживающие его машины, прибывшие на перегрузочный пункт, должны следовать для разгрузки на перегрузочный пункт комплекса «Западный» (когда он работает). Если остановка или время до начала работы комплекса «Восточный» не превышает 5 мин, то прибывшие на перегрузочный пункт автосамосвалы становятся в очередь на разгрузку. При этом потеря объема перевозок транспортной системы будет несколько меньшей, если бы автосамосвалы транспортировали руду в это время к перегрузочному пункту комплекса «Западный». Когда остановятся одновременно комплексы «Восточный» и «Западный», а дробильно-конвейерный комплекс на поверхности карьера (перегрузочный пункт I-II стадии дробления) работает, то для гру-

женых автосамосвалов максимальное время ожидания начала работы комплекса «Восточный», при котором обеспечивается минимальная потеря объема перевозок транспортной системы карьера, составляет около 15 мин. Однако, как показал анализ данных работы комплексов «Восточный» и «Западный», вероятность их совместных непланируемых остановок не превышает 0,05, а простои продолжительностью 15 мин и более совпадают крайне редко. Поэтому автосамосвалам, обслуживающим дробильно-конвейерные комплексы в карьере, во время их остановок практически нет необходимости транспортировать руду к перегрузочному пункту на поверхности карьера.

Переработка планируемого годового объема руды комплексом «Восточный» обеспечивается обслуживанием его 12 автосамосвалами грузоподъемностью 75 т. При этом средняя интенсивность поступления автосамосвалов на перегрузочный пункт составит 0,6 1/мин. С учетом средней интенсивности движения автосамосвалов к дробильно-перегрузочному пункту за 5 мин поступит 3 машины.

Потеря объема перевозок транспортной системы во время остановки комплекса «Восточный» на 5 мин при условии, что прибывающие к его перегрузочному пункту автосамосвалы едут разгружаться на перегрузочный пункт комплекса «Западный», составляет 45 т. Потеря объема перевозок системы, если прибывающие автосамосвалы будут ожидать начала работы комплекса «Восточный» в течение 5 мин, окажется несколько меньшей. Это обеспечивается повышенной интенсивностью разгрузки автосамосвалов после запуска комплекса, которая определяется возможной пропускной способностью дробильно-перегрузочного узла.

Измерения грузопотока на конвейерной ленте конвейера 2К-2 показали, что максимальная погонная нагрузка на ленте достигает 650 дан/м, а средняя погонная нагрузка на всей длине конвейера — 400 дан/м. Это означает, что максимальная секундная пропускная способность дробильно-перегрузочного узла составляет 2,05 т/с, а средняя может достигать 1,26 т/с. Следовательно, 75 т руды (масса руды, вмещающаяся в кузове автосамосвала грузоподъемностью 75 т) дробильно-перегрузочный узел может переработать за 37—60 с, что практически не выходит за пределы времени разгрузки автосамосвала. Такая пропускная способность обеспечит производительность дробильно-перегрузочного пункта около 4500 т/ч. Это подтверждается практикой работы комплекса «Восточный», производительность которого в отдельные часы достигает 4000—4500 т.

Для определения потери объема перевозок, когда автосамосвалы ожидают начала работы комплекса «Восточный», необходимо знать среднее время, затрачиваемое на рейс с учетом продолжительности остановки. Оно является средней величиной времени рейса первой и последней машины, разгрузившихся в очереди. Время, затрачиваемое на рейс любой машины в очереди, можно определить из выражения

$$t'_{pi} = t_p + t_{ож} + (n_i - 1)(t_{паз} - 1/\lambda),$$

где  $t'_{pi}$  — время рейса  $i$ -й машины, мин;

$n_i$  — порядковый номер машины;

$\lambda$  — средняя интенсивность поступления машин на перегрузочный пункт из забоев, 1/мин.

Для условий Ингулецкого ГОКа средняя продолжительность рейса автосамосвалов, обслуживающих комплекс «Восточный», с учетом ожидания разгрузки на перегрузочном пункте 5 мин составит около 23 мин (время рейса первой машины в очереди — 25 мин, последней 12 машины — 20,9 мин). Потеря объема перевозок руды при этом составит 27 т, то есть на 18 т меньше, чем потеря объема перевозок, когда автосамосвалы во время остановки следуют на разгрузку в перегрузочный пункт комплекса «Западный».

Исходя из равенства потерь объемов перевозок, когда автосамосвалы ожидают начала работы комплекса «Восточный» и когда следуют разгружаться в перегрузочный пункт комплекса «Западный», максимальное время ожидания определяется из выражения

$$t_{ож} = t'_r + t'_n + (t'_{паз} - t_{паз}) - \frac{1}{2}(n - 1)\left(t_{паз} - \frac{1}{\lambda}\right).$$

Это время составит около 7 мин, а потеря объемов перевозок в том и другом случаях — 63 т.

Экономическая эффективность от рационального управления движением груженых автосамосвалов при расстоянии между дробильно-перегрузочными пунктами 2 км составляет более 100 тыс. руб. в год.

Основные положения рассмотренного способа организации взаимодействия смежных транспортных звеньев применимы и в системах ЦПТ с железнодорожно-конвейерным транспортом.

Я. М. ПУЧКОВ

## КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПО ВЗРЫВАЕМОСТИ

В настоящее время каждое горнодобывающее предприятие имеет свою классификацию добываемых пород и руд по взрываемости. Как правило, породы и руды разделяются на три категории: легко-, средне- и трудновзрываемые. Некоторые предприятия добавляют еще одну-две категории: весьма трудновзрываемые и исключительно трудновзрываемые. Основанием для отнесения той или иной породы (руды) к определенной категории взрывания является величина удельного расхода ВВ, при которой получаются удовлетворительные результаты дробления горной массы. На предприятиях Урала, Северного Казахстана и Северо-Запада СССР породы и руды подразделяются на следующие категории взрываемости по удельному расходу ВВ ( $q$ ), кг/м<sup>3</sup>:

Легковзрываемые . . . . .	0,2—0,55
Средневзрываемые . . . . .	0,55—0,65
Трудновзрываемые . . . . .	0,65—0,75
Весьма трудновзрываемые . . . . .	0,75—0,85
Исключительно трудновзрываемые . . . . .	0,85—1,2

В табл. 1 приведены величины среднего диаметра куска взорванной горной массы и удельные расходы ВВ на некоторых предприятиях Урала по трем категориям пород и руд по взрываемости. Из табл. 1 видно, что средний диаметр куска взорванной массы изменяется в легковзрываемых породах от 0,15 до 0,42 м (в 2,8 раза), в средневзрываемых — от 0,28 до 0,5 м (в 2 раза), в трудновзрываемых — от 0,45 до 0,97 (в 2,15 раза). Следовательно, отнесение породы к определенной категории по взрываемости не дает точной информации ни о удельном расходе ВВ, ни о результатах взрывных работ.

Существующие местные классификации добываемых пород и руд по взрываемости не дают возможности определить сравнительную степень трудности дробления пород и руд взрывом, объективно оценить технико-экономические показатели буро-взрывных работ, имеющихся достижений, а также выявить резервы, определить их возможные значения и указать пути использования. Они не отвечают самому главному своему предназначению — планомерному, глубокому и всестороннему изучению горных пород и руд, как объектов взрывного разрушения, теоретическому обобщению результатов приложения взрывных

нагрузок для разработки путей дальнейшего совершенствования техники и технологии взрывных работ. Не позволяют этого достаточно и все имеющиеся в литературе классификации, поскольку их основной классификационный признак (удельный расход ВВ) не отвечает основным требованиям, которые сформулированы докт. техн. наук, проф. М. М. Протодьяконовым (младшим) [1]:

1. Классификация должна быть не качественной, а количественной.

Таблица 1  
Средний диаметр куска взорванной горной массы разных категорий пород и руд по взрываемости на некоторых карьерах, м

Карьер	Категория пород и руд по взрываемости		
	легко-взрываемые	средне-взрываемые	трудно-взрываемые
Сарбайский (ССГПО)	0,15	0,28	0,51 *
	0,22 **	0,31	0,46
Главный (Качканарского ГОКа)	0,42	0,79	0,90
	0,41	0,55	0,97
Карьеры комбината Ураласбест	0,63	0,71	0,80
	0,42	0,51	0,83
Первоуральский (ПО Уралруды)	0,60	0,80	1,00
	0,33	0,40	0,46
Тургоякский (ПО Уралруды)	0,42	0,50	0,55

\* Средние данные по трудно- и весьма трудновзрываемым породам.

\*\* В знаменателе указан средний удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

2. Классификация должна не только служить упорядочению наших знаний о породах и выбору методов и оборудования для воздействия на горные породы, но и давать информацию для всякого рода технических расчетов и нормирования.

3. Классификация должна быть: а) приемлема для всех стран; б) рассчитана на несколько отраслей промышленности и науки; в) пригодна как для оценки сопротивления пород разрушению, так и для определения их устойчивости в обнажениях; г) отнесена не к одному какому-либо полезному ископаемому, а ко всем твердым полезным ископаемым и породам.

Со времени публикации А. Ф. Сухановым «Единой классификации горных пород» специалисты отмечают непригодность удельного расхода ВВ как критерия классификаций горных пород и руд по взрываемости [2, 3, 4]. Авторы этих и других работ отмечают, что удельный расход ВВ изменяется в зависимости

от условий взрыва и требуемых результатов, в то время как прочностные и структурные свойства пород и руд остаются неизменными. В связи с этим делается попытка увязать удельный расход ВВ или с прочностными свойствами пород [5], или с кусковатостью отбитой горной массы [6] и даже с простреливаемостью [7]. Все эти классификации односторонни, а потому не технологичны и не приемлемы.

Увязка результатов дробления при взрыве горной массы и других технологических показателей с параметрами зарядов и физико-механическими свойствами разрушаемых пород и руд является важнейшей предпосылкой для выбора критерия классификации их по взрываемости. В горнотехнической литературе опубликовано множество исследований влияния каждого параметра скважинного заряда на результаты взрыва, оцениваемые или по выходу негабарита, или по проработке подошвы уступа, или по степени дробления. Но нет экспериментальных работ по влиянию физико-механических свойств взрываемых сред на результаты взрыва зарядов ВВ.

Характерной особенностью действия взрыва скважинного заряда является то, что каждый результат обусловлен влиянием (действием) как геометрических, так и энергетических параметров зарядов. Влияние их не равноценно. Так, по нашим данным, основное влияние на дробление взорванной массы, определяемое величиной среднего диаметра куска, оказывают (в процентах):

Высота неактивной части скважины . . . . .	26,4
Высота заряда над уровнем подошвы уступа . . . . .	23,9
Масса заряда над подошвой уступа . . . . .	20,2
Естественная кусковатость массива . . . . .	17,9
Сетка расположения скважин . . . . .	10,4
Коэффициент сближения скважин . . . . .	1,2

Нечеленаправленное изменение указанных параметров на карьерах приводит к непредсказуемым результатам, колеблющимся в весьма широких пределах, несмотря на примерное постоянство удельного расхода ВВ. Для получения гарантированных результатов взрыва заряда ВВ необходимо учитывать степень влияния каждого из указанных параметров заряда ВВ. Очевидно, что это будет возможно, если найдется показатель (аргумент), учитывающий указанные параметры заряда при наличии экспериментально установленной тесной связи его с результатом взрыва. Нами установлено, что при использовании граммонита и гранулотола величина среднего диаметра куска взорванной массы находится в тесной зависимости от критерия  $N$ , численно определяемого из выражения

$$N = \frac{d_0 S h}{m Q l}, \quad (1)$$

где  $d_0$  — средний диаметр куска в целике массива, м;  
 $S$  — величина сетки расположения скважин, м<sup>2</sup>;  
 $h$  — неактивная часть скважины, м;  
 $m$  — коэффициент сближения скважин;  
 $Q, l$  — масса и длина заряда над уровнем подошвы уступа, кг, м.

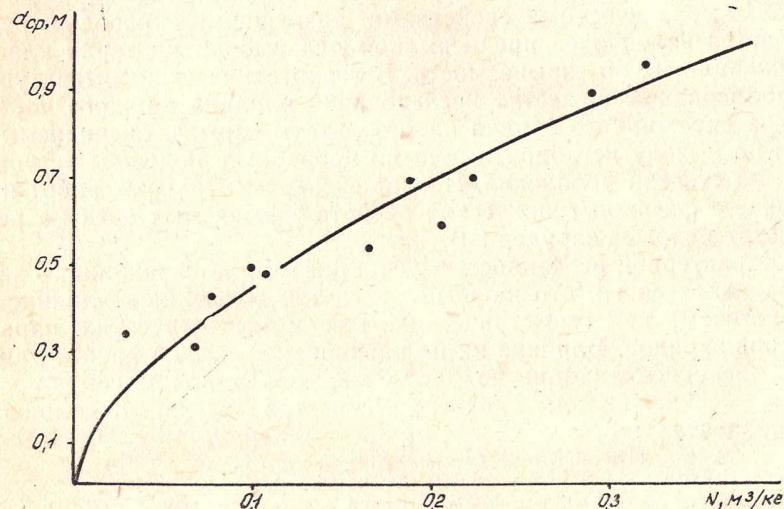


Рис. 1. Зависимость среднего диаметра куска взорванного перидотита (комбинат Ураласбест) от критерия  $N$

На рис. 1 показана зависимость среднего диаметра куска взорванного перидотита от критерия  $N$  (комбинат Ураласбест). Описывается эта зависимость уравнением

$$d_{cp} = 1,82N^{0,6}, \eta = 0,941. \quad (2)$$

Аналогичные связи нами были получены для габбро (комбинат Ураласбест)

$$d_{cp} = 1,18N^{0,6}, \eta = 0,980; \quad (3)$$

для рассланцованного серпентинита

$$d_{cp} = 0,62N^{0,6}, \eta = 0,920; \quad (4)$$

для гранат-циозит-пироксеновой породы

$$d_{cp} = 0,4N^{0,6}, \eta = 0,85; \quad (5)$$

для известняка (Тургоякское рудоуправление ПО Уралруды)

$$d_{cp} = 1,09N^{0,6}, \eta = 0,903; \quad (6)$$

для пироксенитов (Качканарский ГОК)

$$d_{cp} = 2,25N^{0,6}, \eta = 0,910. \quad (7)$$

Корреляционное отношение  $\eta$  уравнений (2) — (7) изменяется в пределах 0,85—0,98 и свидетельствует о том, что связь меж-

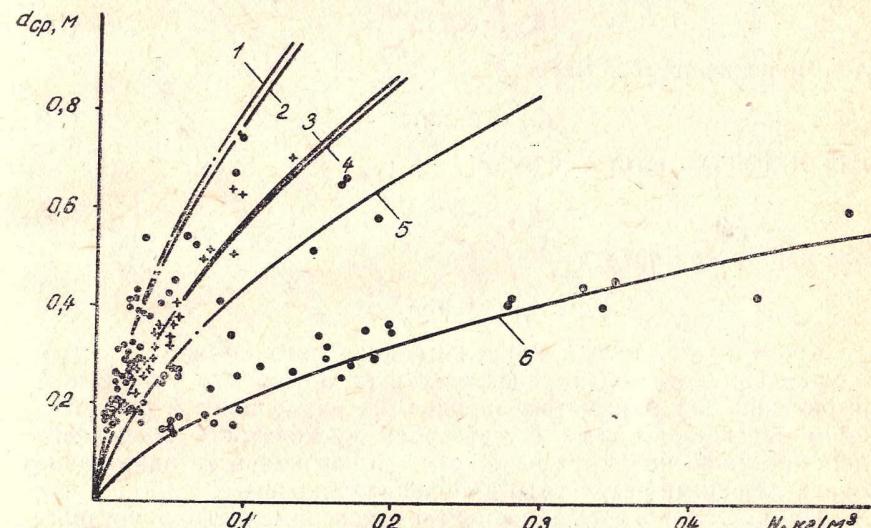


Рис. 2. Зависимость среднего диаметра куска пород и руд от критерия  $N$  при взрыве скважинных зарядов:

1 — в роговиках; 2 — магнетитовой руде; 3 — скарнированном диорит-порфирите; 4 — мелкозернистом магнетите; 5 — бедной магнетитовой руде; 6 — пористом мартите

ду дроблением пород и критерием  $N$  очень тесная, в некоторых случаях почти функциональная.

Поскольку тесная связь  $d_{cp}=f(N)$  установлена нами для многих пород, различных по своему генезису и петрографическому составу, следовательно, можно утверждать, что аналогичные связи существуют и для остальных пород и руд, и что в

этом случае мы имеем дело с реально существующей в природе общей закономерностью. Подтверждением этому служат зависимости  $d_{cp} = f(N)$ , построенные нами по данным В. И. Хайдобина для пород и руд Соколовско-Сарбайского горного производственного объединения (ССГПО) (рис. 2):

для роговиков Сарбайского карьера

$$d_{cp} = 3,19N^{6,0}; \quad (8)$$

для скарнированного диорит-порфирита

$$d_{cp} = 2,28N^{0,6}; \quad (9)$$

для магнетитовой руды

$$d_{cp} = 3,11N^{0,6}; \quad (10)$$

для мелкозернистого магнетита

$$d_{cp} = 2,23N^{0,6}; \quad (11)$$

для бедной магнетитовой руды

$$d_{cp} = 1,72N^{0,6}; \quad (12)$$

для пористого мартита

$$d_{cp} = 0,83N^{0,6}. \quad (13)$$

Кроме этого, тесная корреляционная связь между  $d_{cp}$  и  $N$  в уравнениях (2)–(7) свидетельствует о том, что учтенные в выражении (1) параметры зарядов, их размещение в разрушающем массиве, а также естественная кусковатость последнего действительно являются основными, в совокупности однозначно определяющими результаты дробления при взрыве.

На рис. 3 показаны совместно экспериментально установленные зависимости  $d_{cp} = f(N)$ , математические описания которых указаны в формулах (2)–(13). Как видно, при одном и том же критерии  $N$  дробление пород различно, что объясняется влиянием их физико-механических свойств. Для определения этих свойств и для нахождения общего уравнения связи между параметрами взрыва любых пород и руд и результатами дробления были выполнены испытания их физико-механических свойств. Анализ корреляционных связей между эмпирическими коэффициентами функций  $d_{cp} = f(N)$  и каждым прочностным и физическим свойством пород (парная корреляция) показал, что эмпирические коэффициенты уравнений  $d_{cp} = f(N)$

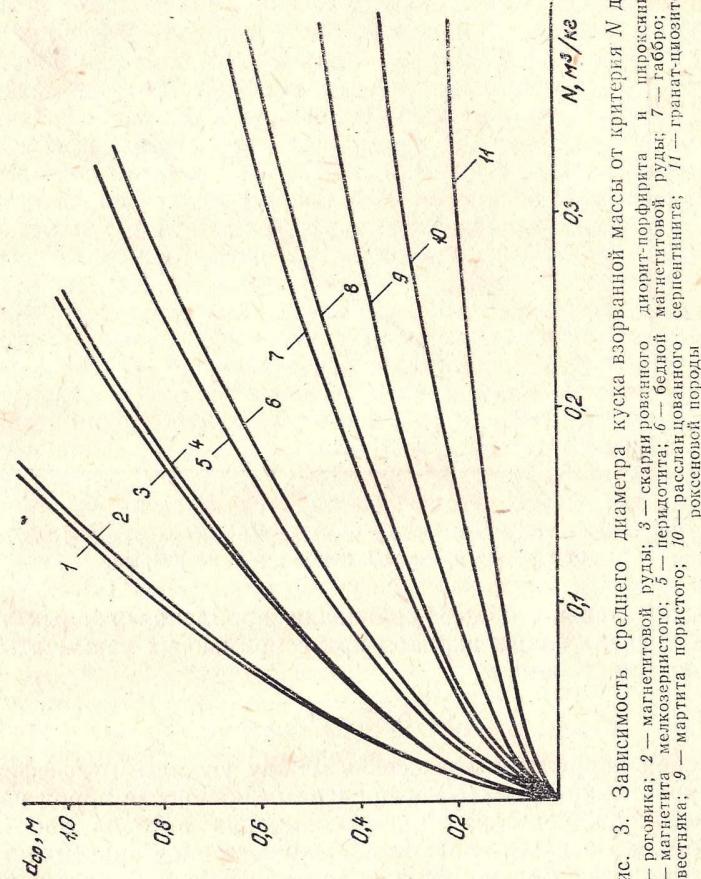


Рис. 3. Зависимость среднего диаметра куска взорванной массы от критерия  $N$  для:  
 1 — роговика; 2 — магнетитовой руды; 3 — скарнированного диорит-порфирита и известняка;  
 4 — магнетита мелкозернистого; 5 — перидотита; 6 — бедной магнетитовой руды; 7 — габбро;  
 8 — рассланцеванного серпентинита; 10 — гранат-диопсидит-тигрофиллитовой породы  
 11 — мартита пористого; 9 — пористого

наиболее тесно коррелируются с пределом прочности пород на разрыв (рис. 4) и могут быть вычислены по уравнению

$$A = 0,074\sigma_p^{1,2}, \quad \eta = 0,99, \quad (14)$$

где  $\sigma_p$  — предел прочности пород на разрыв, МПа.

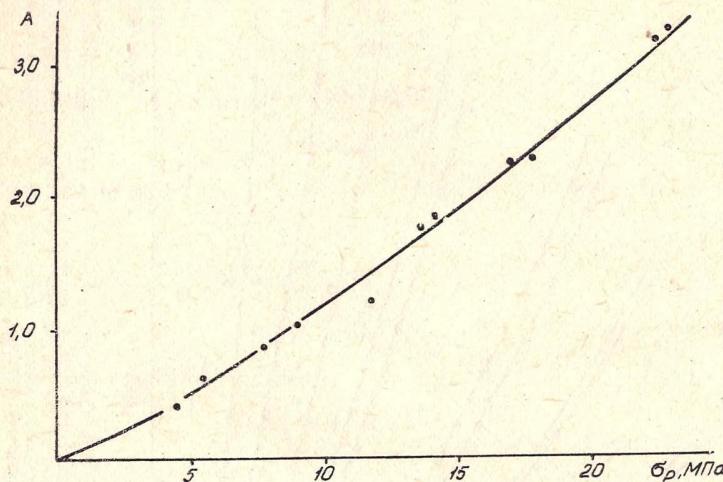


Рис. 4. Зависимость эмпирических коэффициентов уравнений  $d_{cp}=f(N)$  от предела прочности пород и руд на разрыв

Следовательно, общее уравнение дробления горных пород взрывом скважинных зарядов при современных взрывчатых веществах имеет вид

$$d_{cp} = 0,074\sigma_p^{1,2}N^{0,6}. \quad (15)$$

Тесная корреляционная связь между угловыми коэффициентами уравнений  $d_{cp}=f(N)$  и пределами прочности пород на разрыв подтверждает справедливость мнения авторов работы [9], что «именно эта величина имеет существенное значение также для технологии большинства видов разрушения горных пород горными машинами и посредством взрывов, так как явления разрыва играют в указанных процессах преобладающую роль... Основой физики дробления руд, углей и других полезных ископаемых являются прежде всего процессы объемного разрыва, сочетающиеся с местным разрушением в приконтактных зонах.

Предел прочности на разрыв представляет собой главный показатель, которым пользуются для оценки механических свойств самых разнообразных веществ и материалов как в физике твердого тела, так и в большинстве технических наук. В дальнейшем именно эта величина должна занять в горной науке и практике при изучении пород одно из первых мест, так как она во многих случаях служит первостепенной характеристикой механических свойств пород и углей при решении горных вопросов».

Из рис. 3 видно, что функция  $d_{cp}=f(N)$  для разных пород представляет собой семейство кривых, выходящих из точки 0 и располагающихся по координатной сетке в соответствии с величиной коэффициента при аргументе. Постоянство показателя степени аргумента в уравнениях (2) — (13) свидетельствует о неизменных характере и механизме разрушения различных пород и руд под действием взрывной нагрузки. Однако при идентичных условиях размещения зарядов в разрушающем массиве, затратах энергии ВВ и естественной кусковатости массива дробление взорванной массы получается различным, что объясняется восприимчивостью каждого типа породы к действию взрыва, обусловленной ее прочностными свойствами. Конкретная величина среднего диаметра куска взорванной горной массы при любом значении аргумента  $N$  зависит от углового коэффициента (коэффициента регрессии) соответствующего уравнения  $d_{cp}=f(N)$ , т. е. от прочности породы на разрыв. Следовательно, восприимчивость каждого типа породы к действию взрыва (взываемость) может быть оценена величиной углового коэффициента связи  $d_{cp}=f(N)$ . Увязка углового коэффициента с физико-механическими свойствами пород позволяет определять их взываемость без проведения весьма трудоемких и продолжительных экспериментальных работ. Физико-механические свойства пород и руд всех месторождений твердых полезных ископаемых Советского Союза опубликованы в работе [8].

Кроме этого, угловой коэффициент при аргументе функции  $d_{cp}=f(N)$  отвечает всем требованиям, которые предъявляются к критерию классификации, т. е. он является количественной величиной (численно равен  $0,074\sigma_p^{1,2}$ ), дает информацию о свойствах пород, пригоден для технических расчетов и нормирования, приемлем для всех стран, так как является частью общеизвестной характеристики механических свойств не только пород и руд, но и металлов и твердых сред. На основании сказанного и с учетом рекомендаций работы [1] по физико-механическим свойствам пород и руд более 300 разновидностей 21 месторождения Советского Союза составлена следующая классифи-

Таблица 2

## Классификация пород и руд по взрываемости

Класс пород	Категория взрываемости, наиболее характерные породы и руды	Предел прочности на разрыв, МПа	Коэффициент взрываемости ( $0,074 \sigma_p^{1,2}$ )
<b>I. Весьма легковзрываемые</b>			
1	Мартитовые руды Кривбасса; слабоурдненелый пироксеновый и эпидото-кальцито-пироксеновый скарн Коршуновского ГОКа	0,50	0,035
2	Мартитовые (маршалит-мартитовые) руды Кривбасса	0,67	0,050
3	Вкрапленная магнетитовая руда и слабоурдненелый хлорито-пироксеновый скарн Коршуновского ГОКа	0,98	0,075
<b>II. Легковзрываемые</b>			
4	Эпидот-пироксеновый скарн и вкрапленная руда Коршуновского ГОКа; железослюдко-мартитовые руды и мартитовые роговики Кривбасса	1,00—1,27	0,100
5	Мартитовые окварцованные руды Кривбасса; гематито-мартитовая и рыхлая карбонатизированная руда Михайловского ГОКа; дисперсно-гематитовые (красковые) руды Кривбасса, Михайловского ГОКа	1,37—1,77	0,150
6	Базальт сильноизмененный Матходжского месторождения; известняк-ракушечник НКГОКа; пироксеновый скарн Коршуновского ГОКа; сланцы филлитовые Бакальского района; окисленная руда Соколовского месторождения; сланцы треста Эстонсланец; пироксениты выветрельные с бурыми пленками окислов железа Качканарского ГОКа	1,86—2,45	0,200
<b>III. Средневзрываемые</b>			
7	Бурые железняки и сланцы карбонатоглинистые Бакальского района; гематитовые и магнетитовые руды Кривбасса; известняк Коршуновского ГОКа; гнейс расланцованный Оленегорского ГОКа	2,55—3,43	0,300
8	Сланцы треста Эстонсланец; краско-матитовые руды Кривбасса; глинистые сланцы Агаджского месторождения и Бакальского района; песчаник Тибульского месторождения; карбонатиты Ковдорского ГОКа; туфобрекции Дашкесанского месторожде-	3,53—4,90	0,450

Таблица 2 (продолжение)

Класс пород	Категория взрываемости, наиболее характерные породы и руды	Предел прочности на разрыв, МПа	Коэффициент взрываемости ( $0,074 \sigma_p^{1,2}$ )
9	ния; амфибило-биотитовый гнейс Оленегорского ГОКа; гранат-циозит-пироксеновая порода и серпентинит рассланцованный Баженовского месторождения Мергель Коршуновского ГОКа; известняк треста Эстонсланец; магнетит-гранатовый скарн Азербайджанского ГОКа; гранато-кальцито-пироксеновый скарн Коршуновского ГОКа; базальт слабоизмененный Матходжского месторождения; известняки агаловские и бакальские; мартит пористый Соколовско-Сарбайского ГОКа; пироксениты диаллаговые, крупнозернистые Качканарского ГОКа	5,00—6,87	0,70
10	Известняк доломитизированный и перекристаллизованный Накеральского месторождения; скарированный диабазовый порфирит и кварцит-магнетитовая руда Азербайджанского ГОКа; окварцованные руды Кривбасса; ангидрит Талнахского месторождения; диабаз Бакальского района; пироксенит диаллаговый Качканарского ГОКа; магнетитовый скарн Ковдорского ГОКа; метасоматиты Качарского месторождения; кварциты Михайловского ГОКа	6,97—9,57	1,00
11	Туфы ороговиковые, туфопесчаник среднезернистый Дашкесанского месторождения; роговик с магнетитом Азербайджанского ГОКа; известняк Тургоянского РУ; роговик и долерит Талнахского месторождения; габбро роговообманковое Качканарского ГОКа; диабазовые порфириты Коршуновского ГОКа; пироксениты роговообманковые Качканарского ГОКа; тешенит серый месторождений Грузии; фениты Ковдорского ГОКа; порфирит Баженовского месторождения; руда угля Соколовско-Сарбайского ГОКа	9,61—14,52	1,50
12	Тонкополосчатые роговики Кривбасса; песчаник кварцевый Соколовско-Сарбайского ГОКа; пироксенит Качканарского ГОКа; туфы Коршуновского ГОКа; руда вкрапленная в диабазах Агаджского месторождения; мельтайгит Ковдорского	14,62—18,44	2,25

Таблица 2 (окончание)

Класс пород	Категория взрываемости, наиболее характерные породы и руды	Предел прочности на разрыв, МПа	Коэффициент взрываемости ( $0,074 \sigma_p^{1,2}$ )
13	ГОК; габбро-диабаз Талнахского месторождения; верлиты Качканарского ГОКа; альбитофибр скарнированный Соколовско-Сарбайского ГОКа; пироксенит диалаговый массивный Качканарского ГОКа <b>V. Весьма трудновзрываемые</b> Актинолитовая порода Сарбайского месторождения; диабазы окварцованные Ава-ходского месторождения; пироксенит разнозернистый, габбро разнозернистое прочное и плагиоклазы Качканарского ГОКа; сиенит-порфир Соколовско-Сарбайского ГОКа; кварцит Бакальского района; туф альбитофира, пироксено-гранатовый скарн и скаполитовая порода Соколовско-Сарбайского ГОКа; магнетитовый роговик НКГОКа; фениты мезакратовые полосчатые Ковдорского ГОКа	18,54—25,80	3,50
14	Диорит-порфирит Сарбайского месторождения; песчаник полимиктовый Талнахского месторождения; кварциты окисленные, гематито-мартиловые, плотные Михайловского ГОКа; интенсивно сцементированные руды Кривбасса; песчаник Коршуновского ГОКа	25,90—36,00	5,00
15	Крепкие перидотиты, крепкие роговники и джеспилиты, плотные нефриты, плотные в том числе сливные корундовые руды	>36,00	>5,00

кация горных пород и руд по взрываемости (табл. 2). Та или иная группа пород отнесена к определенной категории в порядке возрастания коэффициента взрываемости при условии равномерного распределения классов пород по категориям. При этом в первую категорию отнесены породы и руды, имеющие предел прочности на разрыв  $\sigma_p \leq 1,0$  МПа, которые можно разрабатывать без взрывных работ. По данным [10] эти породы могут разрабатываться роторными экскаваторами в обычном исполнении без взрывной подготовки.

В табл. 2 включены только некоторые наиболее характерные породы и руды в основном железорудных месторождений.

Зная предел прочности породы на разрыв, мы определяем ее категорию по взрываемости, уравнение  $d_{cp}=f(N)$ , которое позволит нам вести расчеты параметров взрывов на получение любой степени дробления [11]. В конечном итоге имеется возможность для обоснованного сравнительного анализа состояния взрывных работ с целью совершенствования техники и технологии их ведения.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Протодьяконов М. М. О рациональной классификации горных пород // Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. — М.: Наука, 1972. — С. 7—34.
2. Гринер А. С. К вопросу о единой классификации горных пород // Горный журнал. — 1946. — № 2. — С. 25—26.
3. Карчевский В. К. О шкале взрываемости горных пород // Горный журнал. — 1945. — № 9. — С. 19.
4. Давыдов С. А. О взрываемости скальных горных пород // Взрывное дело. — М.: Недра, 1966. — № 61/18. — С. 109—116.
5. Вареничев А. А. К определению расчетного расхода ВВ на массовых взрывах // Физические и химические процессы горного производства. — М.: МГИ. — 1976. — С. 11—16.
6. К вопросу оценки взрываемости горных пород по кусковатости отбитой горной массы // Ещенко А. А., Бызов В. Ф., Шекун О. Г., Мещеряков В. Г. // Вопросы разработки нерудных и рудных месторождений. — М.: Недра, 1969. — Вып. 3. — С. 171—173.
7. Энергоемкость разрушения горных пород при взрыве на примере Маднеульского ГОКа // Беришвили Г. А., Лордкипанидзе В. Д., Михельсон Р. В. и др. // Физика и механика горных пород. — Тбилиси: Мцниреба, 1977. — IV. — С. 16—26.
8. Справочник (кадастров) физических свойств горных пород. — М.: Недра, 1975. — 280 с.
9. Койфман М. И., Протодьяконов М. М. Прочность на разрыв — один из главных критериев единой классификации пород // Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. — М.: Наука, 1970. — С. 44—49.
10. Чирков С. Е., Ильинская Е. И. Изучение механических свойств горных пород Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна // Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. — М.: Наука, 1970. — С. 115—122.
11. Пучков Я. М. Управление дроблением горных пород взрывом скважинных зарядов на карьерах // Взрывное дело. — М.: Недра, 1984. — № 86/43. — С. 95—102.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ МЕХАНИЧЕСКОЙ СКОРОСТИ БУРЕНИЯ И УДЕЛЬНОЙ ЭНЕРГОЕМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД

Для объективного планирования и нормирования буровых работ на каждом карьере необходимо иметь технологическую карту буримости, включающую в себя основные показатели горно-технологических свойств пород: категорию буримости, среднюю механическую скорость и удельную энергоемкость бурения, нормы выработки станка и стойкости основных типоразмеров долот.

В качестве основных критериев оценки горно-технологических свойств пород, как правило, берутся механическая скорость либо удельная энергоемкость, между которыми существует тесная корреляционная связь. Так, в Единой классификации ЦБНТ (Центрального бюро нормативов по труду) [1] в качестве основного критерия принято основное время бурения, т. е. величина обратной механической скорости. Недостатком этого критерия является то, что для повышения объективности нормирования необходимо регулярно проводить хронометраж рабочего времени.

Ряд авторов провел исследования удельной энергоемкости разрушения пород, ее связи с механической скоростью бурения. И. А. Тангаевым [2], Е. Г. Барановым [3] были получены уравнения корреляционной связи между этими величинами соответственно  $v = 30/e$  и  $v = 50/e$ , где  $v$  — механическая скорость бурения, м/ч;  $e$  — удельная энергоемкость разрушения горных пород, кВт·ч/м. На основании полученных данных И. А. Тангаевым был сделан вывод, что энергоемкость является более информативной, следовательно, проводить нормирование целесообразно по ней.

Опыт показывает, что на деле взаимосвязь между удельной энергоемкостью и механической скоростью разнообразнее. Действительно, эта взаимосвязь отражается степенной функцией типа  $y = ax^n$ , где  $n = -1$ , но коэффициент  $a$ , в отличие от принятых у И. А. Тангаева и Е. Г. Баранова соответственно 30 и 50 кВт, не является величиной постоянной. В практике встречается ситуация, когда породы разного петрографического состава, но имеющие одинаковую категорию буримости, т. е. одинаковую механическую скорость бурения, требуют различающихся

Таблица 1  
Корреляционная связь между удельной энергоемкостью и механической скоростью бурения пород рудника Железный Ковдорского ГОКа

Порода	Диапазон изменения категории буримости по ЦБНТ	Корреляционное уравнение	Коэффициент корреляции, %	Диапазон изменения удельной энергоемкости, кВт·ч/м
Штаффелит	VIII—XI	$v = 28,9/e$	89,2	0,58—1,29 *
				0,97—1,74
Ийолит	XI—XVII	$v = 28,1/e$	63,3	1,06—3,67
				1,42—4,76
Фенит	XI—XVII	$v = 38,1/e$	62,6	1,44—4,99
				1,92—6,48
Пироксенит	XII—XVI	$v = 48,1/e$	76,4	2,15—5,44
				2,90—6,95
Апатито-карбонатитовая руда (АКруды)	X—XV	$v = 37,5/e$	75,3	1,14—3,50
				1,63—4,50

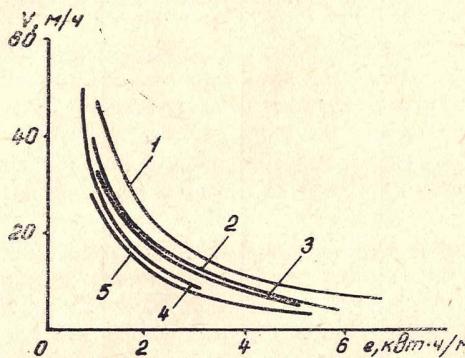
\* В числителе для долот Ш244,50КПВ, в знаменателе — Ш269,90КПВ.

ся в 1,5—2,0 раза затрат энергии на разрушение при бурении их одним типоразмером долота. Следовательно, создать единую таблицу, отражающую взаимосвязь категории пород по буримости и удельной энергоемкости, как это было сделано у И. А. Тангаева [2], не представляется возможным, так как для каждой горной породы коэффициент  $a$  будет индивидуальным и определять его необходимо экспериментально, а значит удельная энергоемкость может служить при нормировании и планировании буровых работ только вспомогательным критерием.

В процессе производственного бурения автором были проведены экспериментальные исследования на руднике Железном Ковдорского ГОКа. Суммарный объем бурения составил 916 м на станках СБШ-250МНА-32 долотами Ш244,50КПВ и Ш269,90КПВ. Результаты исследований подтвердили предыдущие выводы (см. табл. 1 и рисунок) и позволили создать технологическую карту буримости рудника.

Из корреляционных уравнений, указанных в табл. 1, видно, что для горных пород с одинаковым интервалом изменения категории буримости значения удельной энергоемкости различны.

Следовательно, коэффициент  $a$  характеризует связь между механической скоростью и удельной энергоемкостью и отражает физико-механические свойства пород (упругость, пластичность, абразивность), и чем он меньше, тем прочнее и абразивнее порода.



Зависимость скорости бурения от удельной энергоемкости разрушения в породах Ковдорского ГОКа:

1 — пироксенит; 2 — фенит; 3 — АКруда; 4 — штаффелит; 5 — ийолит

Анализ данных экспериментальных исследований показывает, что механическая скорость и удельная энергоемкость бурения в каждом блоке широко изменяется как в плане, так и в разрезе. Для определения средней механической скорости по блоку и усредненной категории буримости с целью прогнозирования и планирования буровых работ необходим большой объем замеров и вычислений. Этого можно избежать, используя технологическую шкалу буримости. Для этого при разведочном бурении необходимо получить информацию о суммарном количестве энергии, затраченной на разрушение породы, установив на станке счетчик, фиксирующий энергию, подаваемую на двигатель врачащегося. Разделив количество затраченной энергии на количество пробуренных метров, получим среднюю удельную энергоемкость по блоку. Далее, используя технологическую шкалу буримости (табл. 2), можно определить среднюю категорию буримости по блоку.

Таким образом, предложенная методика позволяет после проведения экспериментальных исследований по определению уравнений корреляционной связи между механической скоро-

Таблица 2  
Технологическая шкала буримости пород рудника Железный Ковдорского ГОКа

Порода	Удельная энергоемкость разрушения горных пород, кВт·ч/м				
	Категория буримости				
	VIII	IX	X	XI	XII
Штаффелит $v = 28,9/e$	0,58—0,72 *	0,72—0,89	0,89—1,09	1,09—1,29	
	0,97	0,97—1,11	1,11—1,26	1,26—1,74	
Ийолит $v = 28,1/e$				1,06—1,25	1,25—1,54
				1,42—1,69	1,69—1,96
Фенит $v = 38,1/e$				1,44—1,70	1,70—2,10
Пироксенит $v = 48,1/e$				1,92—2,29	2,29—2,67
				2,15—2,65	
АКруда $v = 37,5/e$			1,14—1,41	1,41—1,68	1,68—2,06
			1,63—1,89	1,89—2,26	2,26—2,63

Порода	Удельная энергоемкость разрушения горных пород, кВт·ч/м				
	Категория буримости				
	XIII	XIV	XV	XVI	XVII
Штаффелит $v = 28,9/e$					
Ийолит $v = 28,1/e$	1,54—1,84	1,84—2,25	2,25—2,62	2,62—3,17	3,17—3,67
	1,96—2,42	2,42—2,86	2,86—3,36	3,36—4,05	4,05—4,76
Фенит $v = 38,1/e$	2,10—2,60	2,60—3,06	3,06—3,56	3,56—4,31	4,31—4,99
Пироксенит $v = 48,1/e$	2,67—3,30	3,30—3,89	3,89—4,67	4,67—5,51	5,51—6,48
	2,65—3,16	3,16—3,87	3,87—4,49	4,49—5,44	
АКруда $v = 37,5/e$	2,06—2,46	2,46—3,01	3,01—3,50	5,77—6,95	
	2,63—3,25	3,25—3,82	3,82—4,50		

\* В числителе — диаметр долота — 244,5 мм, в знаменателе — 269,9 мм.  
стью и удельной энергоемкостью и расчета технологической шкалы буримости достаточно точно определять категорию буримости пород блока для конкретного типа долота и бурового станка. В этом отражается роль удельной энергоемкости как

вспомогательного критерия оценки горно-технологических свойств пород.

Технологическая карта буримости карьера предполагает рациональное применение различных типов долот. В сборнике единых норм [1] рекомендуются конкретные типы долот для различных категорий буримости горных пород, но эти рекомендации слишком обобщены; так, для одной и той же породы рекомендуются долота типа КП и ОКП. Практика показывает, что в любом случае один из типов является более рациональным, т. е. при бурении породы обоими типами долот износстойкость у них может быть одинаковой, а механическая скорость разной, либо наоборот, при приблизительно одинаковой механической скорости стойкость будет различной. Это объясняется конструктивными особенностями долот, прочностными и абразивными свойствами пород. При бурении крепких пород износ долот идет по вооружению и поэтому при использовании долот, рекомендуемых для более слабых типов пород, у них происходит скол по-родо-разрушающих штырей. Это приводит к ухудшению процесса породоразрушения, следовательно, к снижению механической скорости бурения, увеличению удельной энергоемкости разрушения, быстрому износу долота. В другом случае, при использовании долот с меньшим вылетом штырей на менее крепких породах из-за конструктивных особенностей они будут создавать мелкую лунку выкола и допускать переизмельчение породы, что также приведет к более низкой скорости и высокой удельной энергоемкости при приблизительно равной стойкости долот.

Выбор рационального типа долота можно производить по уравнению корреляционной зависимости механической скорости и удельной энергоемкости. Рациональный тип долота предполагает на конкретной горной породе более высокую механическую скорость при равной удельной энергоемкости. Это отражается коэффициентом  $a$ , следовательно, рациональный тип долота даст в корреляционном уравнении более высокий коэффициент. Таким образом, при создании или уточнении технологической карты буримости необходимо производить экспериментальное бурение несколькими типами долот, рассчитывая для каждого уравнение корреляционной связи и средние величины скорости и удельной энергоемкости, и рекомендовать тип долота для конкретной породы с лучшими технологическими показателями.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Единые нормы выработки (времени) на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Утв. 28.12.83. НИИруд. Бурение: М., 1984. — 44 с.

2. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. — М.: Недра, 1978. — 184 с.

3. Баранов Е. Г. и др. Рациональный выбор параметров буровзрывных работ по показателю энергоемкости бурения//Металлургическая и горная промышленность. — 1978. — 2. — С. 50—52.

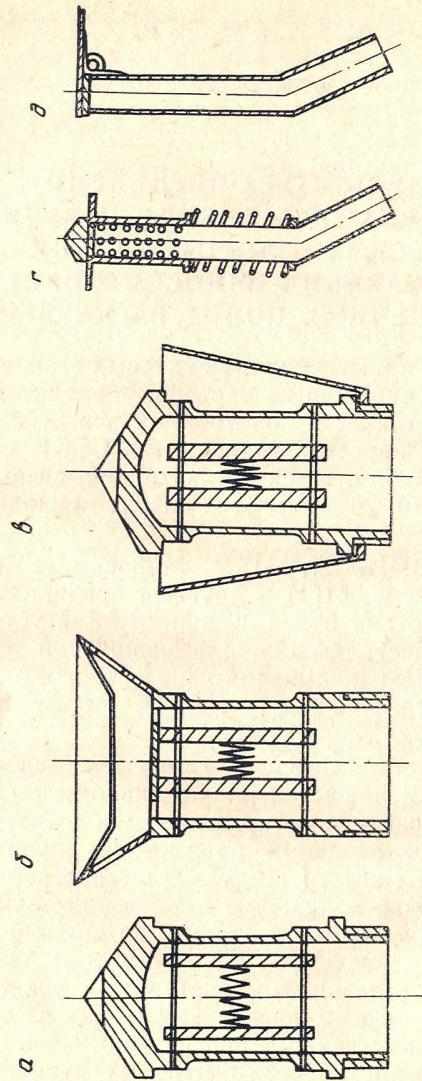
М. М. ГРОМОВ, В. В. ФЕДОРОВ

## РЕЗУЛЬТАТЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТЕПЕНИ ВЛАГООТДЕЛЕНИЯ И ВЕЛИЧИНЫ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ СОПРОТИВЛЕНИЙ УСТРОЙСТВ, ПОВЫШАЮЩИХ ИЗНОССТОЙКОСТЬ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ НА КАРЬЕРАХ

Эффективность применения шарошечных станков и стоимость бурения взрывных скважин на карьерах в значительной степени зависят от износстойкости дорогостоящих и дефицитных шарошечных долот. На карьерах Минчермета СССР ежегодно обуивается более 12 млн. м скважин общей стоимостью около 60 млн. руб., причем, 20—25% этих затрат приходится на шарошечные долота [1].

Институтами ВНИИБТ, ИГД Минчермета СССР, ВостНИГРИ, Гипроникель, МГИ и другими предприятиями и организациями разработано более 30 конструкций устройств и приспособлений, осуществляющих шламозащиту и влагоотделение при бурении с целью повышения износстойкости подшипников опор, так как по этой причине более 60% долот выходит из строя при работоспособном вооружении.

В горнотехнической литературе имеются сведения об их эффективности в различных условиях, однако четко не установлена область их эффективного применения и отсутствуют данные по определению их основных параметров, величине дополнительного давления сжатого воздуха в компрессорных магистралях буровых станков, количестве отделяемой воды при бурении с воздушно-водяной смесью, которые, по нашему мнению, имеют принципиальное значение. Так, повышение давления сжатого воздуха в компрессорных магистралях снижает надежность и срок службы самого компрессора, выводит из строя уплотнительные устройства и ведет к перерасходу масла, что в конечном итоге приводит к простоям буровых станков. Отсутствие данных натурных наблюдений и исследований основных закономерностей влияния тех или иных устройств на интенсивность



Шламозащитные и влагоотделительные устройства:  
1 — клапан КОП-2; 2 — устройство БС-4; 3 — влагоотделительная втулка ВВ-5 в комплекте с клапаном КОП-2;  
4 — устройство ТВ-1; 5 — трубчатый клапан ТК-1

износа опоры долота обусловили необходимость проведения испытаний, результаты которых приведены ниже.

Предметом испытаний являлись пять различных устройств и приспособлений (см. рисунок). Наиболее известным и широко применяемым на предприятиях устройством является клапан КОП-2 (см. рисунок, а), используемый для предотвращения зашламования опор долота. Он представляет собой втулку с двумя подпружиненными между собой заслонками, центрируемыми на двух общих осях с возможностью одновременного радиального перемещения при включении компрессора. Клапан крепится к соплу долота при помощи резьбы с левым направлением нарезки [4].

Устройство БС-4 представляет собой комбинацию обратного клапана и влагоотделителя для частичного разделения воды и воздуха (см. рисунок, б).

Влагоотделительная втулка ВВ-5 используется в комплекте с клапаном КОП-2, который устанавливается внутри втулки и прижимает ее при соединении с центральным соплом долота (см. рисунок, в). Втулка является концентратором водо-воздушной смеси, при этом между втулкой и ниппелем долота остается зазор, размер которого подобран таким образом, что при бурении с рациональным расходом продувочного агента давление в воздушной магистрали станка не превышало допустимого при достаточном объеме продувочного агента для охлаждения подшипников опор.

В конструкции трубчатого влагоотделителя ТВ-1 и трубчатого клапана ТК-1 применен принцип изоляции опор с установкой в боковые продувочные каналы трех ориентированных определенным образом трубок. Для предотвращения попадания шлама в опору через центральное продувочное отверстие в него вставляется дополнительный обратный клапан лепесткового типа. Каждая из двух трубок снабжена своим обратным клапаном. У ТВ-1 — это подпружиненная втулка, которая при включении компрессора сжимает пружину и открывает верхнюю перфорированную часть трубы для прохождения продувочного агента к опорам (см. рисунок, г). С торца трубы перекрыты конусным отражателем, размеры которого больше диаметра трубы.

Трубчатый клапан ТК-1 состоит из трех трубок, вставляемых в продувочные каналы долота, на торцах которых установлены на осях подпружиненные лепестки, закрывающие торцевые отверстия. При подаче воздушно-водяной смеси лепестки поворачиваются, открывают торцы трубок, пропуская часть воздушного потока в продувочные каналы (см. рисунок, д). При прекра-

Таблица 1  
Результаты измерений объемного расхода воды для шламозащитных и влагоотделительных устройств

Устройство	Расход воды через опору долота $Q$ , $\text{дм}^3/\text{мин}$						$Q_{\text{ср}}$ , $\text{дм}^3$	$S_{\text{квадр}}$ , %	$\sigma_{\text{ср}} = t_p S$	$K_{\text{пар}}$ , %
	1	2	3	4	5	6				
ВВ-5	0,45	0,50	0,43	0,45	0,40	0,47	0,45	28,0	0,023	0,045
ТК-1	0,20	0,25	0,20	0,18	—	0,21	12,5	0,026	0,0225	0,038
ТВ-1	0,60	0,67	0,62	0,55	0,60	0,60	37,0	0,0395	0,028	0,058
БС-4	0,90	0,93	1,00	0,90	0,85	0,91	57,0	0,045	0,123	0,066
КОП-2	2,35	0,24	2,50	2,40	2,10	2,35	146,0	0,045	0,0833	0,181
Долото	1,60	1,65	1,55	1,60	1,65	1,60	100,0	0,035	0,0250	0,052

щении подачи продувочного агента лепестки возвращаются под действием пружины в первоначальное положение.

Сравнительные предварительные испытания проводились в два этапа. На первом этапе, проводимом на Шарташском гранитном карьере, основной задачей являлось определение перепада давления воздуха на долоте, скорости воздушно-водяного потока на выходе из шаровки и из скважины без применения дополнительных устройств и с их установкой. Испытания проводили на станке СБШ-250МН-32 в идентичных горно-геологических условиях. Замеры проводили при номинальном режиме работы станка: расход воздуха 0,4  $\text{м}^3/\text{s}$ , давление воздуха 0,4 МПа, расход воды 0,001  $\text{м}^3/\text{s}$ . Скорость воздушно-водяного потока на выходе из долота измеряли водяным манометром. На втором этапе испытаний, проведенном на Шарташском карьере и Соколовском руднике ССГПО, определяли эффективность работы этих устройств по разделению водо-воздушного потока. Для этой цели использовали долото ПИ244,5КПВ с обрезанными лапами и вваренными на их место патрубками для подсоединения шлангов к мерной емкости. Испытания устройств проводили в номинальных режимах работы станка, время замера — 1 мин. Количество воды, проходящее через боковой продувочный канал долота без дополнительных устройств, было принято за 100%. Последовательной установкой приспособлений определяли объемный расход воды, проходящий через боковой продувочный канал. Одновременно фик-

Таблица 2  
Результаты измерений перепада воздушного давления для определения скорости воздушно-водяного потока

Устройство	Измерения				$P$ , $\frac{\text{МПа}}{\text{(атм)}}$	$\frac{V}{\Delta h}$							
	1	2	3	4									
ВВ-5	0,5 (5)	50 (5)	0,5 (5)	51,3 (5)	0,5	46 (5)	0,5	51,3 (5)	0,5	51,3 (5)	0,5	51,3 (5)	0,5
ТК-1	0,4 (4)	56 (4)	0,4 (4)	40 (4)	40 (4)	35 (4)	52 (4)	0,4 (4)	40 (4)	40 (4)	0,4 (4)	40 (4)	0,4 (4)
ТВ-1	0,4 (4)	56,5 (4)	0,4 (4)	45 (4)	45 (4)	41 (4)	56,5 (4)	0,4 (4)	49 (4)	49 (4)	0,4 (4)	42 (4)	0,4 (4)
БС-4	0,6 (6)	— (6)	0,6 (6)	— (6)	— (6)	0,65 (6,5)	— (6,5)	0,6 (6)	— (6,5)	— (6,5)	0,65 (6,5)	— (6,5)	— (6,5)
КОП-2	0,5 (5)	46 (5)	0,5 (5)	47,5 (5)	0,5 (5)	42,3 (5)	0,5 (5)	46,2 (5)	0,5 (5)	36 (5)	0,5 (5)	46 (5)	0,5 (5)
Долото	0,4 (4)	64,5 (4)	0,4 (4)	35 (4)	35 (4)	62,9 (4)	0,4 (4)	66,7 (4)	0,4 (4)	65,4 (4)	0,4 (4)	64,5 (4)	0,4 (4)

сировали давление в продувочной магистрали станка. По результатам испытаний были получены данные, приведенные в табл. 1 и 2.

При испытаниях ВВ-5 было использовано несколько вариантов этого устройства (с перфорированным корпусом, различными высотой и углом конусности втулки). По полученным показателям был выбран базовый вариант этого устройства.

Периферийное расположение трубок устройства ТК-1 выбрано на основе отечественных и зарубежных данных, утверждающих, что основной объем водо-воздушной смеси (около 70%) поступает вдоль оси става и около 30% по периферии. При этом вращение става не оказывает какого-либо существенного влияния на перераспределение проходящего объема от центра к периферии.

По результатам испытаний устройство ВВ-5 внедрено на карьерах ССГПО. Применение его в комплекте с КОП-2 исключает недостатки последнего и усиливает достоинства, а именно: большая часть воды, отброшенная коническим отражателем клапана, не попадает в опоры шарошек и, замыкая поток на уровне окон клапана, использует в полной мере их пропускную способность [5]. Тогда как КОП-2 без втулки создает отрицательный эффект за счет увеличения подачи воды в опору.

При сравнении ВВ-5 с ранее предложенным устройством, предназначенным выполнять те же функции (устройство БС-4), отмечена лучшая аэродинамика устройства ВВ-5, вызывающая снижение давления в воздушной магистрали до 5 атм по сравнению с 6 атм у БС-4, что способствует более благоприятной работе компрессора и снижению энергозатрат. Одновременно ВВ-5 пропускает в опоры шарошечного долота в 2 раза меньше воды, чем устройство БС-4 (0,450 дм<sup>3</sup> и 0,910 дм<sup>3</sup>), что положительно сказывается на работе подшипников опор долота.

Таким образом, наиболее перспективными из испытанных устройств являются те, которые сочетают в себе лучшие аэродинамические характеристики и гарантированное выполнение своих функций. В настоящее время в ИГД МЧМ СССР ведутся работы по созданию как комбинированных устройств, сочетающих в себе функции шламозащиты, влагоотделения и смазки одновременно, так и устройств и приспособлений, выполняющих перечисленные функции раздельно. Необходимость разработки комбинированных устройств обусловлена тем, что устройство в сочетании с лубрикатором будет обеспечивать интенсивную смазку и охлаждение элементов опоры в процессе бурения. Применение комбинированных устройств позволит избежать недо-

статков, присущих влагоотделителям, обратным клапанам и др., используемым раздельно, и существенно повысить стойкость опор шарошек.

### Выводы

1. Устройства влагоотделения и шламозащиты создают дополнительные сопротивления в компрессорных магистралях буровых станков. Для снижения этого отрицательного воздействия необходимо пересмотреть их конструкции в части увеличения продувочных сечений как в самом долоте, так и в устройствах. Наиболее эффективными являются устройства типа ТК-1 и ТВ-1. В части влагоотделения устройства типа ТК-1 являются наиболее перспективными, т. к. отделяют наибольшее количество воды.

2. Необходимо создание устройства, совмещающего функции влагоотделения, шламозащиты и смазки шарошечного долота, обратив особое внимание на его аэродинамические характеристики.

### ЛИТЕРАТУРА

1. Сухов Р. И., Ярушин В. П. Состояние буровых работ на карьерах и основные требования к новой буровой технике для горнодобывающих предприятий Минчермета СССР: Обзорн. инфор./Ин-т «Черметинформация». М., 1988, 17 с.
2. Лопатин Ю. С., Осипов Г. М., Перегудов А. А. Бурение взрывных скважин на карьерах. — М.: Недра. — 1979. — 198 с.
3. Шламозащитные устройства для шарошечных долот при бурении взрывных скважин/А. А. Перегудов, Т. Г. Агоашвили, В. А. Бирман и др./Горный журнал. — 1986. — № 11. — С. 30—32.
4. Новые конструкции долот для бурения взрывных скважин/А. А. Перегудов, В. А. Бирман, В. Ф. Кузнецов и др./Горный журнал. — 1986. — № 9. — С. 38—40.
5. Веерная струя вблизи цилиндра в поперечном потоке/О. Н. Бушманин, А. А. Шурин, Л. Г. Попов и др./Аэротермодинамика: Труды ЛПИ. — Л., 1970. — С. 136—142.

В. М. ПАВЛЮТЕНКОВ, В. Г. ШЕМЕНЕВ,  
П. В. ШПИЛЕВСКИХ, В. Я. СУББОТИН

### ВНЕДРЕНИЕ СТРУКТУРИРОВАННЫХ ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВВ НА КАРЬЕРАХ КАЧКАНАРСКОГО ГОКА

Несмотря на разнообразие горно-геологических условий, различную крепость взываемых пород на открытых разработ-

ках применяют в основном два типа ВВ: граммонит 79/21 и гранулотол, имеющие примерно одинаковую работу взрыва. Из-за низкой объемной энергии применяемых ВВ необходимая степень дробления достигается, как правило, увеличением удельного расхода ВВ, что сопровождается ростом затрат на бурение и ВВ.

Проблема улучшения качества дробления пород без увеличения затрат на буровзрывные работы, особенно в трудновзрываемых породах, может быть решена путем совершенствования ассортимента ВВ с расширением диапазона взрывчатых характеристик и повышением водоустойчивости аммиачно-селитренных ВВ. Весьма перспективными являются водосодержащие ВВ, приготовляемые в условиях горных предприятий.

Высокую технико-экономическую эффективность водосодержащих ВВ подтверждает как отечественный, так и зарубежный опыт. Благодаря высокой плотности заряжания объемная энергия заряда может в два раза превышать энергию штатных ВВ. Приготовление водосодержащих ВВ на местах позволяет регулировать концентрацию энергии во взрываемом массиве в соответствии с энергоемкостью его разрушения, решить задачу комплексной механизации взрывных работ на основе бестарной доставки и хранения невзрывчатых компонентов в складах бункерного и силосного типов.

У нас в стране накоплен известный опыт практического использования водосодержащих ВВ на различных карьерах. И хотя они завоевали всеобщее признание, объем их применения все еще незначителен. Такое положение является следствием недостатков в технологии приготовления и отсутствия соответствующих смесительно-зарядных машин.

Водосодержащие ВВ, приготовляемые в смесительно-зарядных машинах, должны обладать текучестью для перемещения их по зарядному рукаву при умеренных напорах и, в то же время, водоустойчивостью и физической стабильностью, т. е. не расслаиваться в скважине. Как видим, первое требование находится в противоречии с вторым. С одной стороны, для обеспечения текучести смеси должны быть достаточно жидкими, а с другой — для обеспечения физической стабильности и водоустойчивости они должны иметь густую консистенцию.

Известные у нас водосодержащие ВВ типа ГЛТ обладают хорошей текучестью, однако в скважинах происходит осаждение тротила, утечка заряда по трещинам [1]. Из-за малого температурного диапазона текучести часто, особенно в зимнее время, образуются пробки в зарядном рукаве [2]. В последнее вре-

мя для приготовления ГЛТ-20 применяют раствор аммиачной селитры с температурой выше 100° С, при которой тротил расплывается полностью. В такой эмульсии скорость расслоения несколько уменьшается, но не исключается полностью: плотность заряда в нижней части на 12—13% выше, чем в основной колонке [3]. Они неводоустойчивы, хотя при закачивании под столб воды детонируют в скважинах с непроточной водой даже через несколько суток.

Водосодержащие ВВ типа ифзанит физически стабильны, не расслаиваются, но имеют недостаточную текучесть из-за высокого содержания твердой фазы, которое соответствует предельному насыщению потока. Поэтому их подают в скважины, как правило, самотеком от устья скважины. Используют ифзаниты в основном для заряжания сухих скважин.

Таким образом, технология приготовления водосодержащих ВВ типа ГЛТ-20 и ифзанит не обеспечивает получение составов с требуемыми технологическими свойствами.

Нами разработана технология получения водоустойчивых водосодержащих ВВ стабильного состава, основанная на смешении загущенного с помощью КМЦ раствора окислителя с горючим и нерастворенной частью аммиачной селитры с последующим структурированием смеси введением в нее в процессе подачи в скважину сшивящих агентов. В процессе структурирования, продолжительность которого соответствует времени пребывания смеси в транспортной магистрали смесительно-зарядной машины, происходит соединение макромолекул загустителя (КМЦ) поперечными химическими связями с образованием пространственной трехмерной сетки, в результате чего вязко-текущая смесь превращается на выходе из зарядного рукава в эластичную гелеобразную систему. Трехмерная сетка, обладающая определенной механической прочностью, препятствует расслоению разнородных компонентов, растворению аммиачной селитры и разбавлению иммобилизованного ее раствора окислителя. В гелеобразной жидкой фазе не всплывают газовые пузырьки и капельки дизельного топлива, а также не оседают частицы металлических порошков. Таким образом, эта технология позволяет использовать в качестве горючего невзрывчатые компоненты, такие как нефтепродукты и алюминий, а также регулировать плотность и, следовательно, объемную энергию заряда путем аэрации.

Для промышленной проверки разработанной технологии водоустойчивых водосодержащих ВВ стабильного состава на Качканарском ГОКе модернизирована смесительно-зарядная машина

на МЗ-3ВУ института НИПИгормаш [4]. Технологическая схема модернизированной машины приведена на рис. 1. Она состоит из бакера 1 для сыпучих компонентов со шнеками 9, емкости 3 для раствора окислителя с насосом 4, емкости 2 для раствора сшивющего агента, смесителя 7, насоса 8, шлангового барабана 5 и зарядного рукава 6.

Машина работает следующим образом. Зарядный шланг 6 опускается с помощью барабана 5 до дна скважины, включается насос 8 и мешалка смесителя 7. Затем включается насос 4

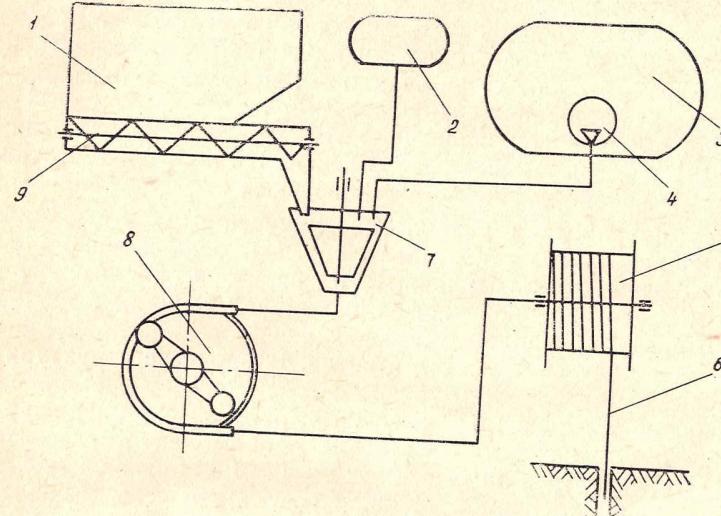


Рис. 1. Технологическая схема смесительно-зарядной машины

для подачи раствора окислителя, шнек 9 для подачи сыпучих компонентов и открывается кран для подачи сшивющего агента из емкости 2. Приводы шнеков 9 и насоса 4 регулируемые, что обеспечивает дозирование компонентов в необходимом соотношении. Сшивющий агент подается в смеситель самотеком через калиброванное отверстие. При заряжании зарядный рукав извлекается из скважины с постоянной скоростью, равной скорости заполнения скважины, или периодически, при этом конец рукава находится в колонке заряда на глубине 0,5—2,0 м.

Контроль величины заряда ведется по счетчику сыпучих компонентов.

По окончании формирования заряда заданной величины отключается подача сшивющего агента, сыпучих компонентов и

80

раствора окислителя. Зарядный рукав извлекается из скважины, и машина переезжает к следующей скважине, где цикл повторяется.

Перекачивание водосодержащих ВВ осуществляется шланговым насосом конструкции Института горного дела Минчермета СССР.

Шланговый насос (рис. 2) состоит из корпуса 1, внутри которого проложен рабочий резинотканевый шланг 4, всасывающий патрубок которого соединен со смесителем, а нагнетатель-

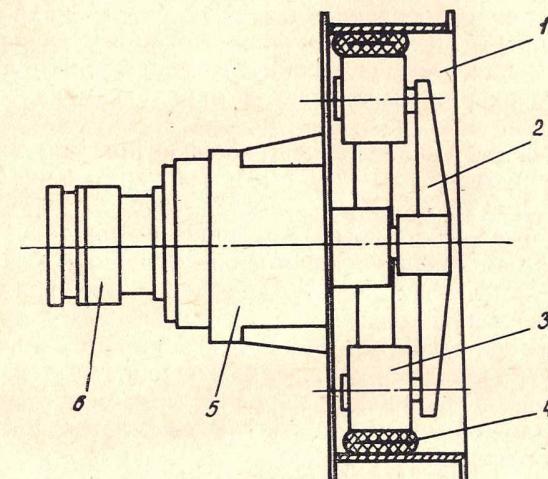


Рис. 2. Шланговый насос

ный — с зарядным рукавом. На водиле 2 установлены ролики 3. Вал водила через редуктор 5 соединен с гидромотором 6.

При вращении водила 2 шланг 4 периодически пережимается роликами 3, отсекая порции смеси, которой он заполнен, и перемещая ее на выход.

После прохода ролика шланг расправляется за счет собственной эластичности, занимая первоначальное положение, при этом смесь засасывается из смесителя в шланг. Когда первый ролик сходит со шланга, второй ролик сжимает шланг, непрерывно выдавливая новую порцию смеси в зарядный рукав. За один оборот вала вытесняются две дозы смеси. В случае пробообразования во всасывающем патрубке смесь перекачивается в смеситель обратным вращением водила.

Шланговые насосы, выдавливая смеси из гибкого шланга, перемещают их без непосредственного контакта ее с металлическими деталями насоса, что является положительной стороной. Однако при этом необходимо располагать шлангами надлежащей долговечности.

Технология получения водоустойчивых водосодержащих ВВ стабильного состава и модернизированная смесительно-зарядная машина прошли испытания на карьерах Качканарского ГОКа, во время которых было заряжено и взорвано более 200 т ВВ в скважинах с обводненностью до 18 м.

Для получения водосодержащих ВВ использовали раствор аммиачной селитры 70—75%-ной концентрации с содержанием КМЦ до 2%; в качестве сшивающего агента применяли сернокислый хром. Содержание тротила в заряде изменялось от 10 до 24%.

Установлено, что образование гелевой структуры начинается в зарядном рукаве, а из него смесь выходит в виде эластичного геля, который уже не разбавляется в воде. В зарядном рукаве поток движется аналогично твердому поршню. Текущая структурированная смесь надежно перекачивается без образования пробок при любых скоростях течения, несмотря на высокое содержание твердой фазы.

Наблюдения показали, что со временем не происходит уменьшения высоты колонки заряда; заряд твердеет в течение 30—50 минут. Качество дробления хорошее, причем изменение содержания тротила в вышеуказанных пределах заметного влияния на степень дробления не оказывает.

#### Выводы

1. Технология приготовления структурированных водосодержащих ВВ позволяет получать составы с требуемыми технологическими свойствами при температуре 30—40°С. В отличие от водосодержащих ВВ типа ГЛТ-20, структурированные водосодержащие ВВ обладают физической стабильностью, а теплозатраты на их приготовление снижаются в 1,5 раза.

2. Для реализации технологии приготовления структурированных водосодержащих ВВ модернизирована смесительно-зарядная машина МЗ-ЗВУ. Установленные на ней шланговый насос и смеситель непрерывного действия позволяют перекачивать вязкие смеси с большим содержанием твердой фазы (до 60%) и регулировать энергию заряда в процессе заряжания.

3. Структурированные водосодержащие ВВ надежно детонируют без ухудшения качества дробления при содержании тро-

тила в смеси около 10%. Технология и конструкция модернизированной машины позволяют получать бестротиловые ВВ.

4. Для широкого внедрения структурированных водосодержащих ВВ необходимо освоить серийный выпуск смесительно-зарядных машин по конструкторской документации, разработанной ИГД МЧМ ССР.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Мамашев Ю. П., Головко Т. С., Викторов С. Д. Применение ифзанитов на Норильском ГМК//Горный журнал. — 1979. — № 9. — С. 29—30.

2. Мирный В. Н. Перспективы внедрения механизации взрывных работ на комбинате «Печенганиколь»//Исследование, разработка и эксплуатация нового горного оборудования: Сб. тр. — Л.: Гипроникель, 1982. — С. 73—75.

3. Взрывная подготовка обводненных пород в карьере Лебединского ГОКа с использованием водосодержащих ВВ/Калашников А. Т., Кокуров С. М., Попов В. С., Семунькин М. Б./Горный журнал. — 1986. — № 1. — С. 56—58.

4. Оборудование для механизации взрывных работ на открытых и подземных разработках: Обзорная информация/Завьялов Б. М., Зырянов И. К., Печеркин А. Г., Никитин С. Г. — М.: ЦНИИТЭИттяжмаш. — 42 с. — (Сер. Горное оборудование, № 3).

В. Л. ЯКОВЛЕВ, Е. С. КОСНАРЕВ,  
Ю. А. БАХТУРИН, Б. С. ГОЛОВИН

#### СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМЫ ПУТЕВОГО РАЗВИТИЯ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА САРБАЙСКОГО КАРЬЕРА

Установление возможностей пропускной способности существующей схемы транспортных коммуникаций технологического железнодорожного транспорта карьеров, связанной с перспективным направлением ведения горных работ при постоянном наращивании элементов путевого развития и соответствующем формировании грузопотоков в усложняющихся условиях эксплуатации карьеров, является одним из определяющих факторов стабильной и устойчивой работы транспорта в целях реализации необходимых объемов перевозок горной массы.

Методические основы расчета пропускной способности карьерного железнодорожного транспорта заимствованы из методик, разработанных для магистрального железнодорожного транспорта. Основным положением указанных методик [1] является сопоставление необходимой пропускной способности (или тре-

бумой по условию реализации планируемых объемов перевозки горной массы) с возможной (или расчетной по условию суммарного времени занятия элементов путевого развития) с учетом коэффициента резерва:

$$N_{\text{в}} \geq N_{\text{н}} / K_p, \quad (1)$$

где  $N_{\text{в}}$  — возможная пропускная способность, п.п/с (пар поездов в сутки);

$N_{\text{н}}$  — необходимая пропускная способность, п.п/с;

$K_p$  — коэффициент резерва пропускной способности.

Нами предлагается метод, позволяющий с учетом вероятностного характера функционирования железнодорожного транспорта, структуры грузопотоков и их динамики дифференцированно для каждого элемента схемы путевого развития определять значения оптимальных коэффициентов резерва пропускной способности, расчет которых производится в следующем порядке:

1. Последовательно, начиная от забойных или отвальных путей, рассчитываются показатели распределений потоков составов, участвующих в формировании результирующего грузопотока через рассматриваемый элемент схемы путевого развития [2]. Изменение этих элементов происходит при разделении, слиянии нескольких потоков и на выходе элементов схемы путевого развития.

2. Определяется средняя длина очереди локомотивосоставов перед рассчитываемым элементом схемы путевого развития, а также затраты, связанные с компенсацией простоев поездов:

$$S_c = \bar{n}cq, \quad (2)$$

где  $\bar{n}$  — средняя длина очереди локомотивосоставов у рассчитываемого элемента схемы путевого развития, ед.;

$c$  — себестоимость перевозки 1 т горной массы, руб/т;

$q$  — прирост производительности при увеличении количества рабочих поездов на единицу, т.

3. На распределение интервалов движения локомотивосоставов (рис. 1) наносятся интервалы, соответствующие максимальной пропускной способности (прямая  $A_iB_i$ ) для различных значений  $K_{pi}$ . Площадь, ограниченная кривой частостей справа от прямой  $AB$ , соответствует вероятности тех случаев, когда все составы будут обслужены, и коэффициент недоиспользования пропускной способности рассчитываемого элемента  $K_{\text{н}}$  определяется по формуле:

$$K_{\text{н}} = \sum_{i=j}^{i=i_{\text{max}}} \left( \frac{T_i - \frac{T_{\text{н}}}{K_{pi}}}{T_{\text{н}}} \right) \Pi_i, \quad (3)$$

где  $T_i$  — случайные значения  $i$ -х интервалов времени между составами, мин;

$T_{\text{н}}$  — средний интервал между составами, мин;

$\Pi_i$  — частость распределения, соответствующая  $i$ -му интервалу времени между составами;

$j$  — первый интервал справа от значения  $\bar{T}/K_{pi}$ , соответствующий максимальной пропускной способности при определенном  $K_{pi}$ .

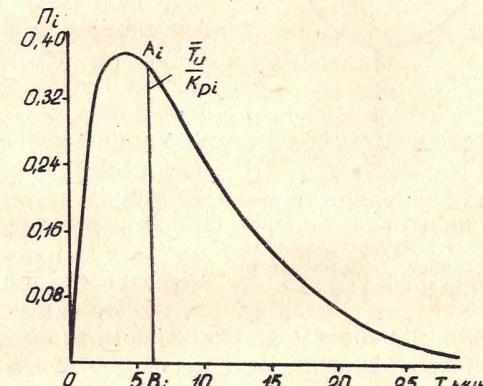


Рис. 1. Расчетное распределение интервалов времени между составами на ст. Рудная (гор. +93 м):

$L_u / K_{pi}$  — значение интервала времени между составами, соответствующее пропускной способности станции при  $K_{pi}$

4. Определяется величина ущерба от недоиспользования схемы путевого развития в тыс. руб.:

$$S_y = S_n K_{\text{н}}, \quad (4)$$

где  $S_n$  — приведенные затраты на путевое развитие по рассматриваемому направлению, тыс. руб.

5. Определяется оптимальный для рассчитываемого элемента схемы путевого развития коэффициент резерва пропускной способности на основе минимизации суммы ущерба от недоиспользования железнодорожных коммуникаций и приведенных

затрат, связанных с компенсацией простоев поездов (рис. 2). Целевая функция имеет вид

$$S = S_c + S_y \rightarrow \min. \quad (5)$$

Указанным выше методом рассчитаны оптимальные коэффициенты резерва пропускной способности ограничивающих элементов схемы путевого развития при перспективных изменениях объемов перевозки, величины, направлений и характера грузопотоков горной массы Сарбайского карьера ССГПО. Оптимальные величины коэффициентов резерва пропускной способности на 20—27% превышают фактические значения данных коэффициентов для основных элементов путевой схемы (см. таблицу).

Это несоответствие приводит к снижению объемов вывозки горной массы железнодорожным транспортом при постоянном рабочем парке локомотивосоставов из-за непроизводительных простоев поездов у соответствующих отдельных пунктов на величину

$$\Delta Q = (\bar{n}_\phi - \bar{n}_{opt}) q, \quad (6)$$

где  $\Delta Q$  — снижение объемов перевозки горной массы железнодорожным транспортом, тыс. т;

$\bar{n}_\phi$ ,  $\bar{n}_{opt}$  — средняя длина очереди (в поездах) при фактическом и оптимальном коэффициентах резерва.

Например, по станции Рудная это снижение объемов составит:

$$\Delta Q = (1,2 - 0,7) 2047 = 1023,5 \text{ тыс. т/год.}$$

Полученные результаты позволили обосновать необходимость увеличения коэффициентов резерва отдельных участков путевой схемы, целенаправленно разработать предложения по совершенствованию конструкции элементов схемы путевого развития и системы СЦБ, а также наметить этапность их реализации с целью своевременного устранения «узких мест» по про-

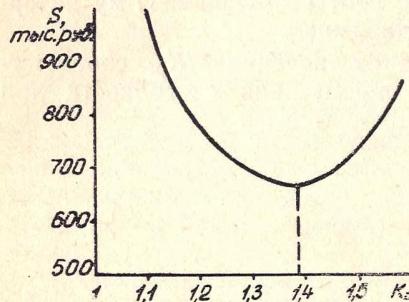


Рис. 2. Зависимость суммарных приведенных затрат  $S$  от недоиспользования возможностей схемы путевого развития и компенсации простоев локомотивосоставов (ст. гор. +93 м)

том при постоянном рабочем парке локомотивосоставов из-за непроизводительных простоев поездов у соответствующих отдельных пунктов на величину

пускной способности для планируемых объемов горной массы.

На рис. 3 представлена принципиальная схема внутрикарьерных транспортных коммуникаций Сарбайского карьера с указанием участков, по которым предложены следующие изменения в схеме путевого развития и организации движения поездов:

1. Направление ст. Трудовая (+115 м) — пост № 1 — ст. Олимпийская (+36 м). Разделить перегон ст. Трудовая — пост Скальный (+80 м) на два блок-участка (осуществлено в 1986 г.). При существующей организации движения это позволяет сократить простои локомотивосоставов на участке трассы ст. Трудовая — пост № 1 на 1,6—1,8% от средневзвешенного времени оборота состава по данному направлению.

2. По ст. Трудовая (рис. 4). Стрелочный перевод 27а уложить на примыкание к пути № 1 до съезда 5—7 (1987 г.). Это позволит усилить транспортную связь со ст. Северная, ст. +78 м и организовать независимое движение груженых и порожних поездов на Северный отвал:

— построить телескопическую вытяжку, для чего соединить 3 и 5 тупики, стрелочные переводы № 37, 39 вытяжных тупиков № 4 и 5 перенести за стрелочный перевод № 35 пути № 4 (1987 г.). Использование телескопического развития путей позволяет исключить враждебность маршрутов следования локомотивосоставов в грузовом и порожняковом направлениях;

— уложить левый съезд 51—53 с пути 19 на путь 20 в целях обеспечения параллельного движения поездов, путевых машин и механизмов на юго-восточную и северную траншеи через ст. Трудовая.

3. По посту +138 м усовершенствовать телескопическое развитие путей за счет соединения внутренней вытяжки с внешней. Это позволит уменьшить влияние ремонтных работ на прилегающих участках путей (1987—1988 гг.).

4. По посту +151 м. Для обеспечения параллельности приема-отправления поездов соединить 2 главных пути, а также де-

Проектные и оптимальные значения коэффициентов резерва пропускной способности

Размещение станции	Показатель неравномерности	Оптимальный коэффициент резерва	Фактический коэффициент резерва до реконструкции
Ст. гор. +49 м (Карьерная)	0,55	1,5	1,24
Ст. гор. +93 м (Рудная)	0,48	1,4	1,11
Ст. гор. +115 м (Трудовая)	0,62	1,55	1,22

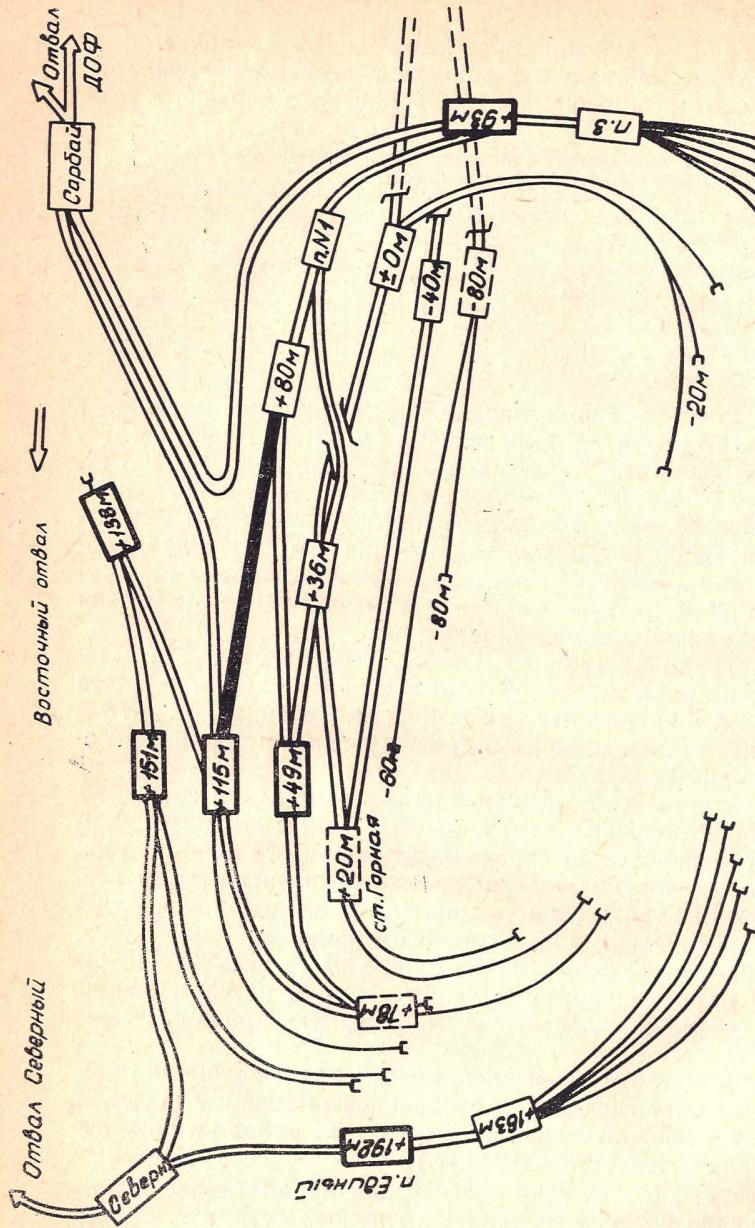


Рис. 3. Принципиальная схема путевого развития Сарбайского карьера (1988—1990 гг.) с обозначением реконструируемых участков:

□ — участок, по которому изменения в схеме путевого развития не предусматриваются;

□ — участок, по которому предусматрены изменения в схеме путевого развития;

— строящиеся элементы схемы путевого развития

монтировать четыре стрелочных перевода и два вытяжных тупика (выполнено в 1986 г.).

5. По ст. Рудная (+93 м) предусмотреть использование одного из путей в качестве вытяжного тупика с целью частичного разделения угловых и транзитных грузопотоков. За счет совмещения операций по приему-отправлению поездов время занятия четной горловины станции сократится с 10,9 до 7,3 мин. Коэффициент резерва пропускной способности составит 1,41, т. е. будет соответствовать оптимальному.

6. По ст. Карьерная (+49 м). Для разделения грузопотоков грузового и порожнякового направлений на ст. гор. +78 м и со-

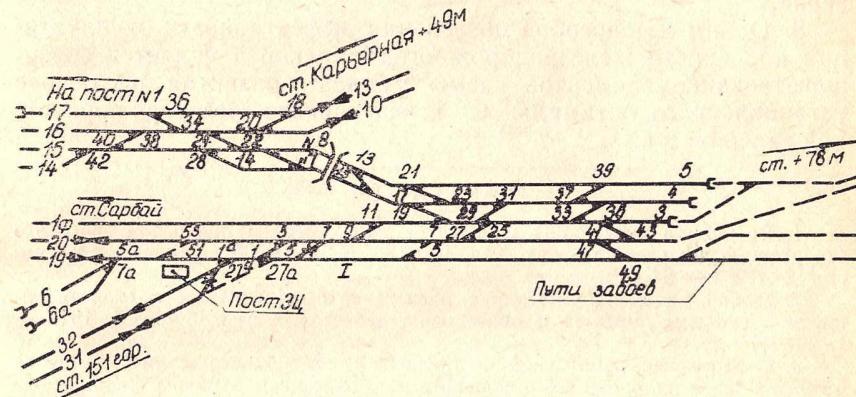


Рис. 4. Схема путевого развития ст. Трудовая (+115 м) с учетом предлагаемых изменений (1990 г.):

— существующие железнодорожные и стрелочные переводы;  
— вновь укладываемые железнодорожные пути и стрелочные переводы;  
— ликвидируемый элемент путевой схемы

кращения времени занятия горловины станции поездами на 30—40% следует уложить дополнительно два стрелочных перевода.

Указанные выше, а также не вошедшие в перечень мероприятия позволяют сократить непроизводительные простой поездов, путевой и вспомогательной техники перед лимитирующими элементами схемы путевого развития, при этом уменьшается время оборота поездов на 3—6% и повышается производительность локомотивосостава рабочего парка до 2,3 млн. т в год [3].

Экономический эффект от реализации разработанных совместно с работниками комбината рекомендаций составил свыше 150 тыс. руб. в год.

## Выводы

1. Применяемые в практике проектирования карьерного железнодорожного транспорта методики расчета пропускной способности не учитывают в полной мере специфики изменения степени загрузки элементов схемы путевого развития при изменении характера и структуры грузопотоков.

2. Предложен метод, позволяющий с учетом стохастического характера функционирования железнодорожного транспорта, структуры грузопотоков и их динамики с ростом глубины карьеров дифференцированно для каждого элемента схемы путевого развития определять значения оптимальных коэффициентов резерва.

3. Одним из способов повышения эффективности эксплуатации карьерного железнодорожного транспорта является совершенствование элементов схемы путевого развития на основе установленного оптимального коэффициента резерва пропускной способности.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Временная инструкция по расчету пропускной и провозной способности путевых схем на карьерах: Утв. 15.12.83. МЧМ СССР.—Ленинград: Гипроруда, 1984.—24 с.

2. Ушаков В. Н. Методика расчета производительности горнотранспортной системы//Добыча и обогащение асBESTовых руд.—АсBEST, 1972.—С. 3—18.

3. Определение пропускной и провозной способности схемы путевого развития железнодорожного транспорта с увеличением глубины Сарбайского карьера: Отчет о НИР/№ ГР 01850631811; Изв. № 02860109034.—Свердловск, 1986.—72 с.

П. И. ТАРАСОВ, В. М. КРУПИН

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ НА РАСХОД ТОПЛИВА КАРЬЕРНЫМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ

Карьерные автосамосвалы эксплуатируются на горнодобывающих предприятиях в различных климатических и горнотехнических условиях, что предопределяет большой диапазон колебания расхода дизельного топлива на единицу перевезенной горной массы (рис. 1).

Точность расчета эксплуатационных показателей, а следовательно, и степень достоверности разрабатываемых норм расхода

да топлива зависит от полноты учета особенностей реального процесса движения автосамосвала. Проведенные анализ условий работы автосамосвалов, экспериментальные исследования и расчеты на горнодобывающих предприятиях свидетельствуют, что расход топлива на перемещение горной массы зависит от десяти горнотехнических факторов, на транспортный цикл на

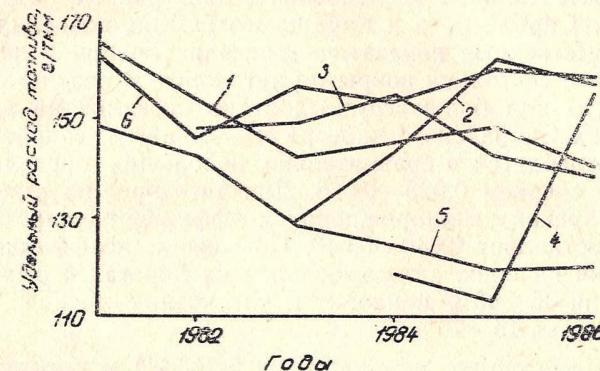


Рис. 1. Динамика удельного расхода топлива автосамосвалами БелАЗ-549 на горнорудных предприятиях отрасли:

1 — Сарбайское РУ; 2 — Оленегорский ГОК; 3 — Соколовское РУ; 4 — Стойленский ГОК; 5 — Ковдорский ГОК; 6 — Полтавский ГОК

92—95% определяется четырьмя факторами  $L$ ,  $i$ ,  $\omega$ ,  $K_r$ , а на долю остальных факторов приходится 5—8%. Рассмотрим основные факторы более подробно.

Расстояние транспортирования, $L$ , км . . . . .	0,4—6,0
Высота подъема горной массы, $H$ , м . . . . .	10—300
Средневзвешенный уклон трассы, $i$ , % . . . . .	0,5—8,0
Коэффициент сопротивления качению, $\omega$ . . . . .	0,015—0,075
Коэффициент использования грузоподъемности, $K_r$ . . . . .	0,6—1,2
Протяженность криволинейных участков, $P_{kr}$ , проц.	4,2—30,0
Доля временных дорог в трассе транспортирования, $P_{vp}$ , проц.	5,0—40,0
Коэффициент использования пробега, $K_p$ . . . . .	0,47—0,50
Продолжительность погрузки, $t_p$ , с . . . . .	150—210
Время разгрузки, $t_{pr}$ , с . . . . .	48—60

Изменение сопротивления качению шин существенно влияет на экономичность работы карьерного автомобиля и, в особенности, на расход дизельного топлива. Экспериментальные данные, полученные на карьерах Минчермета СССР, показывают, что

величина сопротивления качению зависит от типа и характера покрытия автодорог, скорости движения автомобиля, степени его загрузки, давления воздуха в шинах, конструкции и типа протектора шин и других факторов. Определяющее влияние на коэффициент сопротивления качению оказывает тип и состояние дорожного покрытия.

Экспериментальные исследования, проведенные на карьерах Соколовско-Сарбайского и Качарского ГОКов, позволили получить количественные показатели расхода топлива в зависимости от типа и состояния покрытия автодорог. В результате установлено, что для большегрузных автосамосвалов на щебеночных дорогах Сарбайского карьера коэффициент сопротивления качению колеблется в сравнительно небольших пределах и составляет в среднем 0,025—0,035. Для автодорог на рыхлых породах Качарского месторождения коэффициент сопротивления качению составляет 0,040—0,046. Повышение коэффициента сопротивления качению автосамосвалов на дорогах с рыхлым основанием на 35—40% приводит к увеличению расхода дизельного топлива на 15—20%.

#### Расход дизельного топлива автосамосвалами БелАЗ-549 на карьерах ССГПО

Карьеры	Расстояние транспортирования, км	Высота подъема горной массы, м	Коэффициент использования грузоподъемности	Коэффициент сопротивления качению	Расход топлива в грузовом направлении, л/100 км
Сарбайский	0,70	24	0,80	0,0462	1028
	1,35	44	0,75	0,0273	741
	2,00	60	0,80	0,0366	850
	2,50	100	0,86	0,0284	900
	4,90	184	0,80	0,0289	847
Качарский	0,66	20	0,78	0,0660	1212
	1,30	42	0,78	0,0410	915
	1,95	51	0,78	0,0460	902
	2,30	92	0,78	0,0460	1078
	4,70	190	0,78	0,0430	1043

Расход дизельного топлива автосамосвалами БелАЗ-549 и значения коэффициента сопротивления качению на дорогах ССГПО представлены в таблице.

Относительно большее значение коэффициента сопротивления качению на коротких расстояниях объясняется большим удельным весом временных автодорог в общем расстоянии транспортирования.

Влияние доли забойных дорог в общем расстоянии транспортирования горной массы ( $L$ ) на средневзвешенный коэффициент

сопротивления качению ( $\omega_{ср}$ ) описывается кусочно непрерывной функцией (рис. 2).

На технологические дороги в карьере воздействуют сезонно-климатические факторы, вызывающие процессы увлажнения-высыхания и замерзания-оттаивания. Во время этих процессов изменяются физико-механические свойства пород и, в частности, коэффициент сопротивления качению. Так, в осенне-весенний период продолжительность воздействия осадков на поверхность дорожного покрытия увеличивается в 3—5 раз по сравнению с

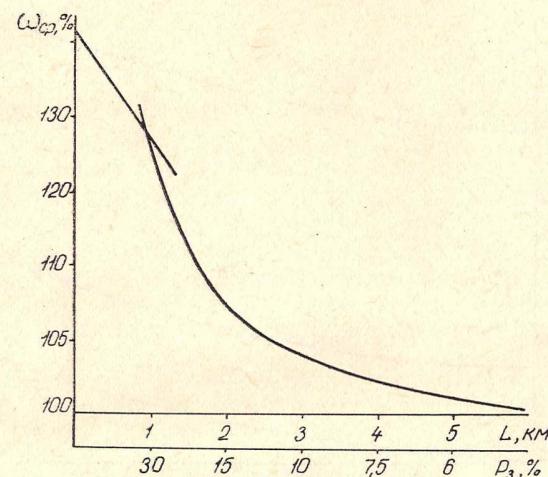


Рис. 2. Влияние доли забойных дорог в общем расстоянии транспортирования на средневзвешенный коэффициент сопротивления качению ( $K_{с.к.}$ ).  $P_з$  — доля забойных дорог в общем расстоянии транспортирования

летним, что вызывает дополнительный расход топлива, связанный с увеличением коэффициента сопротивления качению за счет упругой деформации дорожных одежд при недостаточном сцеплении с мокрым покрытием.

Экспериментальные исследования, проведенные на Качарском ГОКе, позволили установить фактические величины и закономерности расхода топлива от коэффициента сопротивления качению, согласно которым летом он составляет 0,040—0,046, в межсезонье увеличивается до 0,07 и более, а зимой — значительно снижается и в среднем составляет 0,020—0,025.

В производственных условиях карьера проведены замеры расхода топлива в зависимости от степени загрузки автосамосвалов. Загрузка автосамосвалов БелАЗ-549 осуществлялась фиксированными железобетонными блоками весом от 42,5 до 85,5 т. Замеры проводились на сухих, а также влажных трассах дорог с продольным уклоном от 0 до 8%.

Результаты экспериментальных работ позволяют проследить закономерность увеличения расхода топлива ( $Q$ ) по мере роста

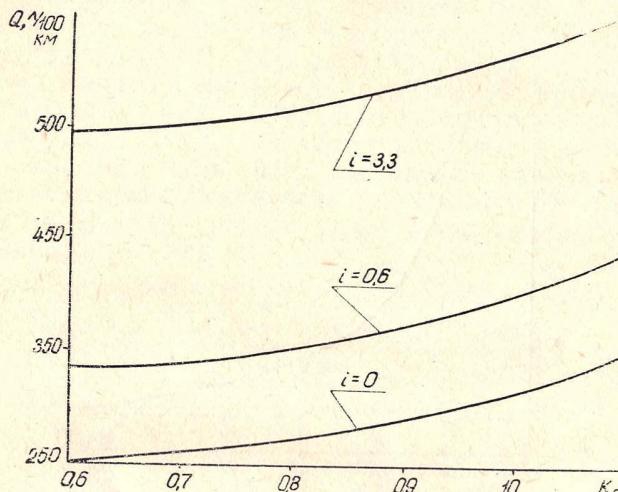


Рис. 3. Зависимость расхода топлива  $Q$  от коэффициента использования грузоподъемности  $K_g$ .  $i$  — продольный уклон, %

коэффициента использования грузоподъемности автосамосвала  $K_g$  (рис. 3).

Влияние горнотехнических условий эксплуатации на расход дизельного топлива автосамосвалами установить простым анализом невозможно, потому что он зависит от воздействия многочисленных факторов, включая организационные.

Динамика изменения расхода топлива по месяцам за многолетний период выглядит следующим образом (рис. 4).

Проведенные экспериментальные исследования и анализ научно-технической литературы позволили более подробно рассмотреть и изучить влияние на расход топлива горнотехнических и технологических факторов. На этом материале разрабо-

таны линейные дифференцированные нормы расхода дизельного топлива для средних условий эксплуатации. Для корректировки норм предложены поправочные коэффициенты, позволяющие

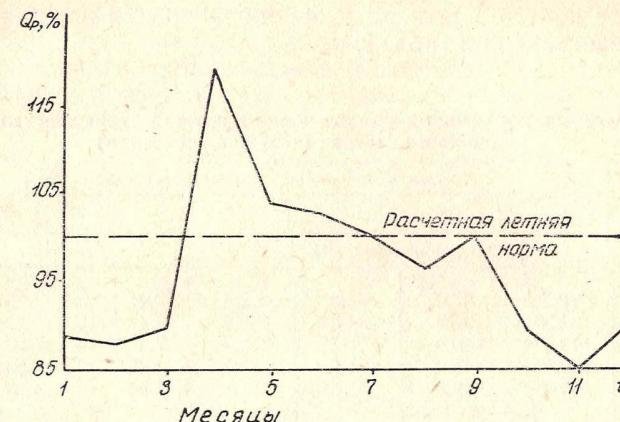


Рис. 4. Динамика расхода топлива по месяцам

учитывать реальные условия работы большегрузных автосамосвалов.

В. Н. МИНГАЛЕВ

### ОЦЕНКА ПРЕДЕЛЬНОЙ ПРОТИВОУГОННОЙ СПОСОБНОСТИ СТАНДАРТНЫХ РЕЛЬСОВЫХ СКРЕПЛЕНИЙ ДЛЯ УСЛОВИЙ КРУТЫХ УКЛОНОВ

В настоящее время на карьерах отрасли применяется железнодорожный путь на шпальном подрельсовом основании и скреплениях Д0 и Д2 (Д0 — костыльное, Д2 — клеммное скрепление). К основным факторам, определяющим тип верхнего строения пути, относятся грузонапряженность и осевая нагрузка от подвижного состава. Если эти величины известны, то мощность верхнего строения назначается по СНиП 2.05.07—85. СНиП не регламентирует усиления пути при увеличении уклонов до 60%. Между тем, как показывает практика, при увеличении уклонов значительно возрастают продольные сдвиги рельсов относительно шпал, которые достигают 1,5 м на участке протяженностью до 300 м.

По результатам исследований и расчетам, проведенным по пособию [1], продольные силы в рельсах от взаимодействия подвижного состава и пути в зависимости от коэффициента трения в контакте колесо — рельс и скорости движения подвижного состава представлено в табл. 1.

Таблица 1  
Расчетные значения продольных сил в рельсах от воздействия подвижного состава (тележка трехосная)

Коэффициент трения	Скорость движения локомотивосостава, км/ч							
	15	20	25	30	15	20	25	30
	по длине звена, кН				в стыке, кН			
0,18	82,5	87,0	91,3	95,0	7,4	10,4	13,6	17,0
0,20	91,8	96,7	101,4	105,6	7,4	10,4	13,6	17,0
0,25	114,7	120,9	126,8	132,0	7,4	10,4	13,6	17,0
0,30	137,7	145,0	152,1	158,4	7,4	10,4	13,6	17,0
0,33	151,4	159,5	167,3	174,2	7,4	10,4	13,6	17,0

Таблица 2  
Погонные сопротивления в узлах скрепления Д2

Состояние узла скрепления	Прокладка	Коэффициент трения	Погонное сопротивление, кН/м, при затяжке гаек клеммных болтов моментом, Нм			
			50	100	150	200
Сухое	Резина или резинокорд	0,65	12,4	19,3	26,2	32,8
	Кордонит	0,62	12,1	18,0	24,0	29,7
	Нет	0,37	7,9	11,9	16,6	20,5
Влажное	Резина или резинокорд	0,50	9,1	15,2	21,3	26,3
	Кордонит	0,38	7,4	11,0	14,7	18,2
	Нет	0,20	4,3	6,5	9,1	11,4

Для определения противоугонной способности скреплений Д2 в зависимости от наличия влаги в узле скрепления и затяжки гаек клеммных болтов в лабораторных условиях исследовано изменение сопротивлений в их узлах. Результаты приведены в табл. 2.

Величины погонных сопротивлений скреплений Д0 нами не исследовались. Из работы [2] они составляют от 4,0 до 9,0 кН/м,

причем по результатам исследований, проведенных ВНИИЖТ [2], величина погонных сопротивлений для изношенных прокладок снижается при резиновых прокладках в 1,3 раза, при кордонитовых — в 1,44 раза. Это соотношение верно как для скреплений Д0, так и для скреплений Д2.

С учетом всех факторов произведен расчет по определению величин погонных сопротивлений скрепления Д2 относительно подрельсового основания для различных состояний узла скрепления. Силы угона  $F_{\text{п.с}}$  включают в себя усилия в рельсах при

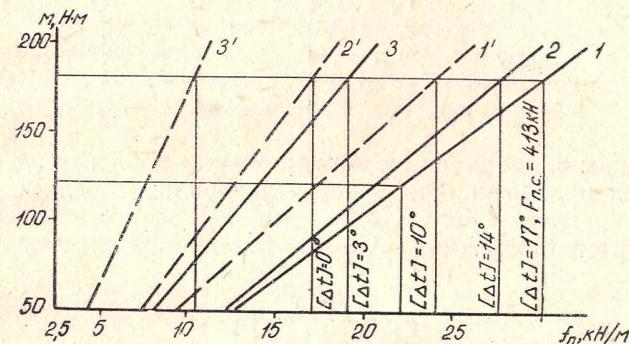


Рис. 1. Допустимые пределы использования скреплений Д2 при эксплуатации подвижного состава с осевой нагрузкой до 300 кН:

1, 2, 3 — для сухого состояния узла скрепления, соответственно при резиновых прокладках, кордонитовых, без прокладки; 1', 2', 3' — то же при влажном состоянии узла скрепления;  $F_{\text{п.с}}$  — сила угона от подвижного состава;  $f_{\text{п}}$  — силы сопротивления;  $M$  — момент затяжки гаек клеммных болтов, Нм;  $[\Delta t]$  — допускаемая разность температур, при повышении которой скрепление работает неустойчиво

изменении их температуры по отношению к температуре установки скреплений. Результаты представлены на графике (рис. 1).

Устойчивое положение рельса обеспечивается в диапазоне погонных сопротивлений от 22 до 30 кН/м при указанных на рис. 1 превышениях температур. Установлено, что существенное значение на работоспособность скреплений оказывает изменение температуры по отношению к температуре установки скреплений в путь. Для среднесетевых условий эксплуатации пути максимальные разности температур достигают 54° С. За счет несостоявшегося удлинения в рельсе возникают продольные усилия величиной 19,6 кН на 1° С изменения температуры, которые

складываются с силами воздействия от подвижного состава на всей длине рельса. Величина сдвигки рельса при температурных деформациях прямо пропорциональна его длине.

Таблица 3  
Изменение сил давлений противоугонов на шпалы  
вследствие температурной деформации рельсов

Место расположения противоугонов в звене	Давление противоугона на шпаль, кН, при их количестве на звено протяженностью 25 м	
	40 пар	20 пар
Начало	0,5	2,5
Середина	2,7	4,08
Конец	4,2	4,2

Уменьшение величины сдвигки можно добиться за счет сокращения протяженности участка закрепления рельса. В этом случае скрепления будут работать более эффективно, что подтверждается опытными данными. В табл. 3 представлены ре-

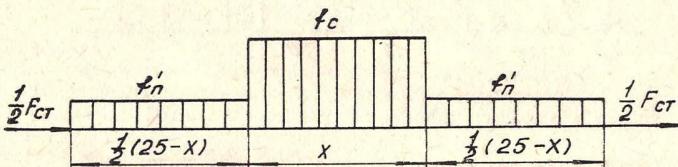


Рис. 2. Распределение сил, препятствующих смещению рельса:  
 $f_c$  — погонное сопротивление в средней части рельса, кН/м;  $f'_n$  — погонное сопротивление концевых участков, кН/м;  $F_{ct}$  — стыковое сопротивление, кН;  $x$  — часть длины рельса с погонным сопротивлением  $f_c$ , м

зультаты испытаний противоугонов П65 при закреплении их на 40 и 20-ти шпалах [3].

Производились замеры сил давления противоугонов на шпалы вследствие температурных деформаций рельса. При этом установлено, что скрепления работают более надежно. При 20 парах противоугонов на длине 10,3 м среднее давление от противоугона на шпаль составляет 3,5 кН, в то время как при 40 парах на длине 21,2 м всего 2,47 кН. Большой разброс в значениях сил давлений противоугонов на шпаль обусловлен сдвигками противоугонов вместе с рельсом при температурных деформациях. Величина сдвигок тем меньше, чем короче участок, на котором закреплен рельс. Очевидно, что для обеспечения более надеж-

ной работы противоугонных средств необходимо сосредоточить их на минимально возможном участке. Протяженность этого участка определится из условия (рис. 2)

$$\begin{cases} f_c x > \frac{1}{2} f'_n (25 - x) + \frac{1}{2} F_{ct} \\ f_{nc} < f'_n (25 - x) + f_c x + F_{ct}. \end{cases}$$

При этом сдвигки от температурных деформаций рельса могут наблюдаться только на отрезке  $x$  и будут находиться в прямой зависимости от этой величины. Для обеспечения указанного варианта закрепления необходимо увеличить продольную устойчивость шпальной решетки на участке закрепления  $f_c$  с максимальными погонными сопротивлениями.

#### ЛИТЕРАТУРА

- Степин П. А. Сопротивление материалов. — М.: Высшая школа, 1979. — 311 с.
- Шахунянц Г. М. Железнодорожный путь. — М.: Транспорт, 1987. — 479 с.
- Карпушенко Н. И. Надежность связей рельсов с основанием. — М.: Транспорт, 1986. — 150 с.

Ю. В. СТЕНИН, А. В. ШОРОХОВ,  
А. П. ЯВОРСКИЙ

### К ВОПРОСУ ОБОСНОВАНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И ТЕХНОЛОГИИ СООРУЖЕНИЯ ДОРОЖНЫХ ОДЕЖД КАРЬЕРНЫХ АВТОМОБИЛЬНЫХ ДОРОГ

Несмотря на существенное повышение внимания к конструкции, строительству и содержанию карьерных автодорог как в научном, так и в практическом плане, их транспортно-эксплуатационные качества продолжают оставаться невысокими.

Наиболее часто встречающимися деформациями покрытий карьерных автодорог являются: выбоины, волнистость, колейность, выкрашивание или выбирание отдельных мест. Наиболее интенсивное накопление деформаций происходит в межсезонные периоды года, когда наблюдается наибольшее увлажнение на участках с высокой грузонапряженностью. Так, по данным наблюдений на Михайловском карьере при изменении грузонапря-

женности от 200 до 1090 тыс. т в месяц объем работ по текущему ремонту автодорог соответственно изменялся от 135 до 285 м<sup>3</sup> на 100 м длины.

Транспортно-эксплуатационные качества, надежность и работоспособность дорожных одежд карьерных автодорог определяются в основном их конструкцией и технологией строительства.

К их особенностям относятся: небольшой срок службы (в основном до 5 лет (рис. 1); варьирование интенсивности движения

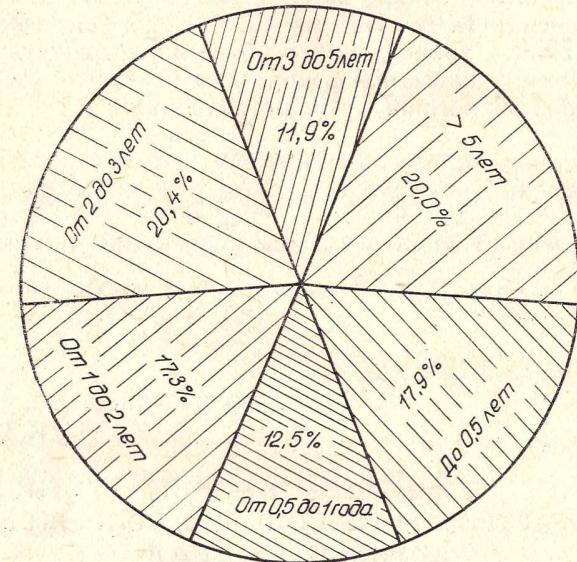


Рис. 1. Диаграмма распределения внутрикарьерных технологических автомобильных дорог по срокам службы (Михайловский ГОК)

ния на различных участках автодорог от 200 до 3000—3500 автомобилей в сутки; относительная однородность (не более трех моделей автомобилей) и стабильность грузопотоков во времени при разделении порожнякового и грузового направления по ширине дороги; большие уклоны автодорог (до 8—12%) и малые радиусы поворотов (до 20—25 м); значительная толщина конструктивных слоев дорожной одежды (от 10—12 до 75—85 см); ширина проезжей части (14—29 м); необходимость строительства дорог в максимально короткие сроки, чтобы обеспечить

минимальные потери грузооборота горной массы из карьера; большая площадь контакта колеса автомобиля с покрытием, превышающая в 2—4 раза соответствующую величину для обычных грузовых автомобилей на дорогах общего пользования. Последнее в сочетании с низкими среднетехническими скоростями движения определяет значительно большую продолжительность контакта, а, следовательно, воздействия нагрузки на дорожную одежду. Это, вопреки п. 4.67 «Норм проектирования...» [2], обуславливает невозможность применения Инструкции ВСН-46-83 для разработки конструкций дорожных одежд карьерных автодорог. В связи с этим ИГД МЧМ СССР на основании экспериментальных закономерностей изменения напряжений в одежде щебеночных карьерных автодорог разработаны конструкции дорожных одежд, сооружаемых на земельном полотне из рыхлых и скальных пород под автомобили грузоподъемностью 27—180 т [3]. Однако предложенные конструкции не учитывают грузонапряженность, интенсивность движения и срок службы автодорог.

Шагом вперед в этом направлении является разработанная институтом ПромтрансНИИпроект «Инструкция по расчету дорожных одежд нежесткого типа для карьерных автодорог под автосамосвалы грузоподъемностью 27—180 т». Инструкция учитывает как основные, определяющие конструкцию дорожной одежды факторы, так и особенности взаимодействия автосамосвалов большой и особо большой грузоподъемности с карьерной автодорогой.

Выполненные в соответствии с методикой ПромтрансНИИпроекта расчеты показывают, что автодорогам на земляном полотне из скальных пород для всех реально возможных вариантов суммарного за срок службы дороги грузооборота и подвижного состава соответствует конструкция дорожной одежды с общей мощностью 20 см; мощность дорожных одежд на земляном полотне из рыхлых пород вскрыши изменяется от 70 см до 1,5—2,0 м, а дорожных одежд на земляном полотне из насыпных скальных пород (скользящий съезд) от 40 до 90—100 см (табл. 1). Это подтверждает актуальность дифференциации конструкций дорожных одежд по грузонапряженности и сроку службы.

Анализ закономерностей изменения требуемого модуля упругости ( $E_{тр}$ ), определяющего конструкцию и мощность дорожной одежды, в зависимости от суммарного за срок службы дороги грузооборота ( $Q$ ) (рис. 2), показывает, что наибольшее изменение  $E_{тр}$  наблюдается в интервале изменения грузооборота от

10 до 180 млн. т. При  $Q > 180$  млн. т линия зависимости выполняется. Это необходимо иметь в виду при разработке типовых конструкций дорожных одежд и соответствующей корректировке существующей классификации карьерных автодорог.

Таблица 1  
Расчетные варианты конструкций дорожных одежд карьерных автодорог под автосамосвалы грузоподъемностью 110—120 т (земляное полотно из крупнообломочных скальных пород вскрыши,  $E = 230$  МПа)

Годовой грузооборот, млн. т	Конструктивный слой дорожной одежды	Срок службы автодороги, лет			
		1,5	2,0	3,0	4,0
7,0	Покрытие	15	15	—	—
	Основание	30	40	—	—
	Полная толщина дорожной одежды	45	55	—	—
11,0	Покрытие	15	15	15	20
	Основание	40	50	60	60
	Полная толщина дорожной одежды	55	65	75	80
13,0	Покрытие	15	15	20	20
	Основание	50	60	65	70
	Полная толщина дорожной одежды	65	75	85	90
20,0	Покрытие	15	20	20	20
	Основание	60	65	70	75
	Полная толщина дорожной одежды	75	85	90	95

Следующими важными моментами в совершенствовании и разработке эффективных конструкций дорожных одежд карьерных автодорог являются: более глубокое изучение свойств вскрышных пород для возможного их использования в сооружении автодорог, особенностей гидрогеологических условий их эксплуатации, исследование закономерностей изменения суточной, годовой интенсивности движения, распределения движения по ширине проезжей части, а также закономерностей распределения касательных и нормальных напряжений в дорожных одеждах на участках с различными уклонами. Необходимо определить целесообразность и область использования в строительстве карьерных автодорог конструкций дорожных одежд с проложкой из синтетических материалов.

Высокая скорость строительства карьерных автодорог может быть обеспечена как применением производительной специали-

зированной для карьерных условий техники, так и использованием специальной организации работ, например, метода захваток [4]. Ширина захватки принимается равной ширине одной полосы движения, а длина определяется технико-экономическим

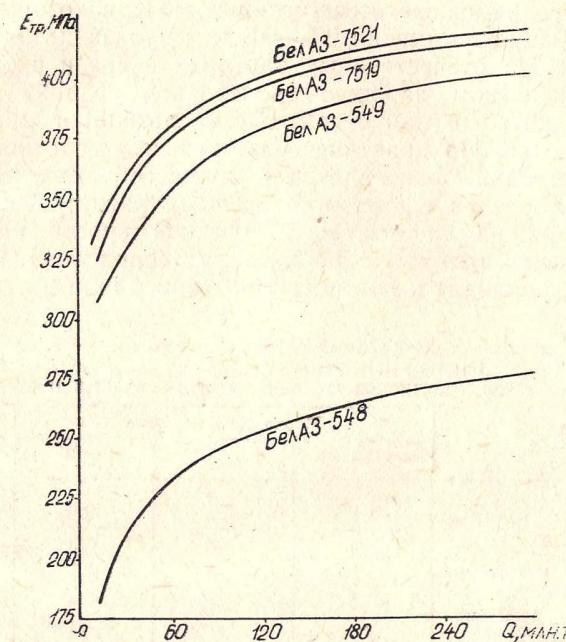


Рис. 2. Расчетная зависимость требуемого модуля упругости ( $E_{tr}$ ) дорожной одежды от суммарного грузооборота карьерной автодороги ( $Q$ )

расчетом, исходя из интенсивности движения и производительности дорожно-строительной техники.

Наиболее сложным технологическим процессом является сооружение дорожной одежды, включающее последовательность таких основных операций как подготовка земляного полотна, формирование конструктивных слоев, оформление поперечного профиля, уплотнение, обработка вяжущим материалом. Наиболее важной для обеспечения надежности и работоспособности дорожной одежды является уплотнение, от которого зависит устойчивость материала дорожной одежды при воздействии вер-

тикальных и сдвигающих нагрузок и, в свою очередь, величина затрат на содержание и ремонт дорог.

Исходя из особенностей конструкции и эксплуатации дорожных одежд для условий карьерных автодорог, наиболее приемлемыми являются катки на пневматических шинах и вибрационные катки, современные отечественные модели которых обеспечивают глубину уплотнения 0,3—0,5 м и производительность до 300 м<sup>3</sup>/ч [4]. На отечественных карьерах в связи с ограниченным производством дорожно-строительной техники операции уплотнения катками при строительстве автодорог практически не выполняются. На практике считается, что уплотнение в достаточной степени производится в процессе движения карьерных автосамосвалов с высокими осевыми нагрузками. Однако, по мнению ряда исследователей [1], такой способ уплотнения не обеспечивает требуемой ровности, однородности и степени уплотнения, приводит к повышенному износу шин и отказам автомобилей.

Таблица 2  
Расчетные показатели уплотнения грунтов автосамосвалами и пневмокатками

Показатели	Марка автосамосвала			Каток ДУ-16
	БелАЗ-549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	
Максимальная глубина проработки, м	0,4 *	0,5	0,6	0,15
Максимальное контактное давление, кг/см <sup>2</sup> :				
а) модуль деформации грунта $E_d = 150 \text{ кг}/\text{см}^2$	4	4	4	4
	5	5	5	8
б) модуль деформации грунта $E_d = 1500 \text{ кг}/\text{см}^2$	6	6	6	6
	7	7	7	9

\* В числителе — величина параметра порожнего автосамосвала и катка без балласта; в знаменателе — груженого автосамосвала и катка с балластом.

Проведенные расчеты (табл. 2) показывают, что теоретически эффективность уплотнения автосамосвалами не меньше, чем пневматическими катками, а максимальная глубина проработки даже выше. То есть параметры взаимодействия колеса карьерного автосамосвала и дороги обеспечивает возможность уплот-

нения конструктивных слоев дорожной одежды карьерных автодорог.

Однако существенные конструктивные различия ходовых частей автосамосвалов и катков не позволяют автосамосвалам уплотнять полосу достаточной ширины, поэтому укатка машинами приводит к эффекту выдавливания и сдвига грунтов.

Регулировка движения машин с перекрытием предыдущих проходов на ширину одного колеса повышает качество укатки, но не обеспечивает требуемой ровности поверхности слоя.

Расчетные эксплуатационные расходы при работе автосамосвалов на уплотнение вдвое превышают расходы при уплотнении катками на пневматических шинах. При этом определенное количество машин отвлекается на время укатки от транспортирования горной массы (табл. 3).

Таблица 3  
Затраты времени и стоимость уплотнения автосамосвалами и катками слоя дорожной одежды шириной 20 м и толщиной 40 см

Оборудование	Коли- чество, шт.	Время уплотнения, мин			Стоимость уплотне- ния, руб.		
		200	300	500	200	300	500
Автосамосвалы:							
БелАЗ-549 . . .	9	40	54	82	30	44	70
БелАЗ-7519 . . .	7	40	54	82	34	50	78
Полуприцепной каток на пневматических шинах							
ДУ-16 . . .	5	50	74	122	14	20	30

Наиболее рациональный вариант уплотнения автосамосвалами в первоначальный период состоит в регулировании движения машин по ширине строящейся полосы дороги, которые проходят участок в порожняковом направлении, следя в забой. После погрузки автосамосвалы следуют, не нарушая нормального процесса строительства первой полосы. При этом варианте график транспортирования горной массы не нарушается.

В целом же в качестве оборудования для эффективного уплотнения карьерных автодорог следует рассматривать катки на пневматических шинах для укатки земляного полотна и слоев дорожной одежды из слабых скальных материалов и виброкатки для уплотнения дорожных одежд из крепких скальных пород. При этом необходимо создание специализированных кат-

ков соответствующих конструктивным и геометрическим параметрам карьерных автодорог.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Руководство по устройству и механизации строительства карьерных автодорог для автосамосвалов грузоподъемностью 27—180 т: Утв. 30.01.85, ВПО Союзруд. — Свердловск: ИГД Минчермета СССР, 1986. — 56 с.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки: Утв. Минчерметом СССР 11.09.86, № 10—187. — Л.: Гипроруда, 1986. — 264 с.
3. Торов В. С. Исследование параметров технологических автомобильных дорог на рудных карьерах: Дис. ... канд. техн. наук/ИГД МЧМ СССР.—Инв. № 0483004176. — Свердловск, 1982. — 177 с.
4. Некрасов В. К., Суханов С. В. Поточный способ строительства дорожных одежд. — М.: Транспорт, 1986. — 80 с.
5. Хархута Н. Я., Васильев Ю. М. Прочность, устойчивость и уплотнение грунтов земляного полотна автомобильных дорог. — М.: Транспорт, 1975. — 288 с.

#### Заключение

Одним из приоритетных направлений повышения интенсификации и эффективности горнорудного производства является совершенствование существующей и разработка новой техники и технологии добычи полезных ископаемых. На современном этапе продолжает совершенствоваться и широко внедряться в горнодобывающую промышленность циклично-поточная технология добычи скальных пород и руд. Дальнейшие перспективы ее эффективного применения неразрывно связаны с созданием и промышленным освоением специализированного дробильно-конвейерного и вспомогательного оборудования, способного работать при отрицательных (до  $-45^{\circ}\text{C}$ ) температурах. Достижение максимальной эффективности возможно при применении передвижных дробильной и перегрузочных установок модульного типа, ленточных конвейеров типоразмерного ряда с резинотросовой лентой шириной 1200, 1400, 1600 и 2000 мм и комплектов вспомогательного оборудования для обслуживания комплексов ЦПТ.

Перспективными схемами вскрытия глубоких горизонтов при цикличной и циклично-поточной технологии являются схемы с применением подземных выработок (наклонных и вертикальных стволов, квершлагов, рудоспусков, тоннелей). Несмотря на высокую стоимость и трудоемкость их проходки, подземные выработки получают широкое применение, так как при этом значительная часть транспортных коммуникаций выносится из рабо-

чей зоны, что позволяет упростить организацию и повысить эффективность горных работ в карьере.

Перспективы использования железнодорожного транспорта связываются с глубоким вводом его в карьеры (100—350 м) за счет применения глубоких траншей внешнего и внутреннего заложения, внедрения уклонов путей 50—60%, тоннельного вскрытия глубоких горизонтов, его электрификации с переходом на тяговые агрегаты и вагоны-самосвалы усиленной конструкции, перевода на полноприводные электропоезда, совершенствования схем путевого развития и конструкции верхнего строения пути.

Дальнейшее совершенствование технологии подземной добычи руд обусловлено разработкой, освоением промышленностью и внедрением самоходных рудопогрузочных установок и нового транспортного оборудования — вагонов с межкузовным перекрытием и донной разгрузкой. Широкое внедрение комплексов локомотивной откатки с непрерывной погрузкой и разгрузкой составов позволит увеличить производительность труда на транспорте в 2,0—2,5 раза.

Совершенствование буровзрывных работ на карьерах связывается с разработкой и использованием нового бурового инструмента, карт буримости, применением новых эмульсионных взрывчатых веществ, обеспечивающих повышение эффективности и безопасности взрывных работ. Выполненные исследования показывают, что связь между скоростью бурения скважин и энергоемкостью разрушения породы шарошечным долотом для каждой породы индивидуальна.

С углублением карьеров увеличивается обводненность пород, потребность в водоустойчивых ВВ, являющихся дефицитным и дорогостоящим материалом. Проблема замены тротилосодержащих ВВ взрывчатыми веществами на основе эмульсий является весьма актуальной. Для ее решения предлагается технология получения водоустойчивых водосодержащих ВВ стабильного состава, основанная на структурировании смеси окислителя и горючего путем ввода в нее в процессе подачи в скважину сшивящих реагентов.

Предложенная классификация пород и руд по взываемости дает возможность объективно оценивать степень трудности дробления породы энергией взрыва заряда ВВ.

## Содержание

Введение . . . . .	3
Котяшев А. А., Тюлькин А. П., Волотковский В. С., Чиркин А. А. Направления совершенствования циклично-поточной технологии горных работ . . . . .	4
Ткачев А. Ф., Берсенев В. А., Прибылев В. И., Чижов А. А., Лель Ю. И. Основные технологические решения вскрытия глубоких горизонтов Костомукшского карьера . . . . .	14
Саканцев Г. Г. Исследование зависимости скорости понижения горных работ с временно нерабочими бортами от определяющих факторов . . . . .	22
Фесенко С. Л., Яковлев В. Л., Воробьев Г. П., Кощеев В. И. Перспективы развития транспортных систем железорудных карьеров . . . . .	29
Славиковский О. В. Техническое перевооружение погрузочно-транспортного комплекса рудника . . . . .	32
Шукшин С. А., Кантемиров В. Д. Повышение эффективности применения ЦПТ на карьере Полтавского ГОКА . . . . .	39
Кармаев Г. Д., Рыбалко Н. Я., Ахидова О. Б. Рациональное управление транспортными звенями ЦПТ . . . . .	47
Пучков Я. М. Классификация горных пород по взываемости . . . . .	53
Паньков И. В. Исследование взаимосвязи механической скорости бурения с удельной энергоемкостью разрушения поля . . . . .	66
Громов М. М., Федоров В. В. Результаты определения степени влагоотделения и величин аэродинамических сопротивлений устройств, повышающих износостойкость шарошечных долот на карьерах . . . . .	71
Павлютенков В. М., Шеменев В. Г., Шпилевских П. В., Субботин В. Я. Внедрение структурированных водосодержащих ВВ на карьерах Качканарского ГОКА . . . . .	77
Яковлев В. Л., Консарев Е. С., Бахтурин Ю. А., Головин Б. С. Совершенствование схемы путевого развития железнодорожного транспорта Сарбайского карьера . . . . .	83
Тарасов Н. И., Крупин В. М. Исследование влияния горнотехнических условий эксплуатации на расход топлива карьерными автосамосвалами . . . . .	90
Мингалев В. Н. Оценка предельной противоугонной способности стандартных рельсовых скреплений для условий крутых уклонов . . . . .	95
Стенин Ю. В., Шорохов А. В., Яворский А. П. К вопросу обоснования конструктивных параметров и технологии сооружения дорожных одежд карьерных автомобильных дорог . . . . .	99
Заключение . . . . .	106

УДК 622.271.3.06 : 658.527«75»

**Направления совершенствования циклично-поточной технологии горных работ/Котяшев А. А., Тюлькин А. П., Волотковский В. С., Чиркин А. А.///Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 4—14.**

Установлены недостатки применения комплексов ЦПТ со стационарными ДПП на железорудных карьерах, обоснованы основные направления совершенствования ЦПТ, выполнена оценка эффективности применения технологии с автомобильно-конвейерным транспортом и передвижными дробильно-перегружочными установками блочного исполнения при разработке карьеров глубинного типа.

УДК 622.012.22

**Основные технологические решения вскрытия глубоких горизонтов Костомукшского карьера/Ткачев А. Ф., Берсенев В. А., Прибылев В. И., Чижов А. А., Лель Ю. И.///Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 14—21.**

Предложены основные технические решения по вскрытию глубоких горизонтов центрального участка Костомукшского карьера с применением подземных выработок. Выбор способа вскрытия, обеспечивающий рациональную разработку месторождения, рекомендуется производить с учетом существующих горно-геологических условий на основании сравнения технико-экономических показателей за весь период разработки месторождения.

УДК 622.271.333

**Саканцев Г. Г. Исследование зависимости скорости понижения горных работ с временно нерабочими бортами от определяющих факторов//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 22—29.**

Проанализированы различные схемы ведения горных работ с временной консервацией участков рабочего борта и отдельных уступов. Установлено, что поэтапная разработка и любая другая схема ведения горных работ с временной консервацией уступов и отдельных участков бортов подчиняются одним и тем же законам и представляют разновидности единой технологии — технологии ведения горных работ с временно нерабочими бортами. Выявлены факторы, определяющие скорость понижения горных работ при применении временно нерабочих бортов.

УДК 622.68.013

**Перспективы развития транспортных систем железорудных карьеров/Фесенко С. Л., Яковлев В. Л., Воробьев Г. П., Кощеев В. И.///Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 29—32.**

Даны основные направления развития и совершенствования транспортных систем железорудных карьеров на ближайшую перспективу.

УДК 622.272 : 622.627

**Славиковский О. В.** Техническое перевооружение погрузочно-транспортного комплекса рудника//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 32—39.

В статье рассмотрены основные пути технического перевооружения погрузочно-транспортного комплекса рудника на базе нового отечественного оборудования.

УДК 622.271.3.06 : 658.527.«75»011.46

**Шукшин С. А., Кантемиров В. Д.** Повышение эффективности применения ЦПТ на карьере Полтавского ГОКа//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 39—47.

Выполнен анализ работы комплекса ЦПТ на Полтавском ГОКе. Установлены причины, сдерживающие освоение комплексом проектной производительности и ее превышение. Предложены технические решения по выдаче из карьера комплексом ЦПТ руды и породы. Ожидаемая экономическая эффективность от внедрения мероприятий по загрузке комплекса ЦПТ до проектного уровня составит 420 тыс. руб. в год.

УДК 622.682

**Кармаев Г. Д., Рыбалко Н. Я., Ахидова О. Б.** Рациональное управление транспортными звенями ЦПТ//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 47—52.

Рассмотрены вопросы прогнозирования времени простоев конвейерного транспорта в зависимости от их причин. Изложены рекомендации по рациональному управлению движением груженых автосамосвалов между перегрузочными пунктами системы ЦПТ.

УДК 622.026.5

**Пучков Я. М.** Классификация горных пород по взрываемости//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 53—65.

Отмечены недостатки известных классификаций горных пород по взрываемости. Приводятся уравнения, описывающие зависимость среднего диаметра куска взорванной массы от параметров скважинных зарядов и естественной кусковатости для 13 видов пород и руд. Показано, что эмпирические коэффициенты этих уравнений однозначно определяются пределом прочности пород и руд на разрыв, что позволило получить общее уравнение дробления горных пород взрывом заряда ВВ. За классификационный признак принят предел прочности пород и руд на разрыв. Согласно этому признаку все породы и руды разделены на 5 категорий и 15 классов.

УДК 622.233.06

**Паньков И. В.** Исследование взаимосвязи механической скорости бурения с удельной энергоемкостью разрушения пород//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 66—71.

Приведены результаты исследования зависимости механической скорости бурения и удельной энергоемкости разрушения пород на руднике Железный Ковдорского ГОКа с целью создания технологической карты буримости, наличие которой позволит в процессе бурения достаточно объективно определить категорию буримости пород блока, область рационального применения шарошечных долот, произвести нормирование и планирование работ.

УДК 622.233.051.78.004.6

**Громов М. М., Федоров В. В.** Результаты сравнительных испытаний влагоотделительных и шламозащитных устройств, повышающих износостойкость шарошечных долот на карьерах//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 71—77.

Приведены результаты испытаний серийно выпускаемых и опытных шламозащитных и влагоотделительных устройств для повышения стойкости шарошечных долот. Рассмотрены некоторые особенности конструкций вышеназванных устройств, функциональные качества и аэродинамические характеристики. Приведено направление дальнейших исследований в этой области.

УДК 622.235.62

**Внедрение структурированных водосодержащих ВВ на карьерах Качканарского ГОКа/Павлютенков В. М., Шеменев В. Г., Шпилевских П. В., Субботин В. Я./** //Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 77—83.

Описаны эксплуатационные свойства водосодержащих ВВ типа ГЛТ и ифзанита, изложены принципы технологии получения водоустойчивых водосодержащих ВВ, технологическая схема модернизированной смесительно-зарядной машины и некоторые результаты внедрения.

УДК 622.683 : 625.144.1

**Совершенствование схемы путевого развития Сарбайского карьера/Яковлев В. Л., Косяров Е. С., Бахтурин Ю. А., Головин Б. С./** //Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.— Свердловск, 1989.— № 88.— С. 83—90.

Приведены мероприятия по реконструкции схемы путевого развития Сарбайского карьера, разработанные на основе экономически обоснованных коэффициентов резерва пропускной способности. Экономический эффект от внедрения предложений — 150 тыс. руб. в год.

УДК 622.684 : 629.114.42—63

**Тарасов П. И., Крупин В. М.** Исследование влияния горнотехнических условий эксплуатации на расход топлива карьерными автосамосвалами//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 90—95.

Приведены результаты экспериментальных исследований по определению влияния сезонно-климатических факторов на сопротивление качению шин и расход топлива автосамосвалами в условиях горнорудных предприятий.

Рассмотрена закономерность изменения расхода топлива по мере роста коэффициента использования грузоподъемности автосамосвала.

УДК 622.683 : 625.321

**Мингалев В. Н.** Оценка предельной противоугонной способности стандартных рельсовых скреплений для условий крутых уклонов//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 95—99.

Приведены результаты исследований по оценке противоугонной способности стандартных скреплений на уклонах до 60% с учетом эксплуатационных факторов. Даны рекомендации по повышению продольной устойчивости рельсов относительно шпал.

УДК 622.271.3.06 : 625.7

**Стенин Ю. В., Шорохов А. В., Яворский А. П.** К вопросу обоснования конструктивных параметров и технология сооружения дорожных одежд карьерных автомобильных дорог//Разработка руд черных металлов: сб. научн. тр./ИГД МЧМ СССР.—Свердловск, 1989.—№ 88.—С. 99—106.

Анализируется состояние конструирования и строительства карьерных технологических автодорог, срок их службы и грузонапряженность. Предлагается разрабатывать типовые конструкции дорожных одежд, дифференцированные по сроку службы и суммарному грузообороту. С учетом специфики требований к технологии сооружения дорог в карьерах обосновано наиболее эффективное оборудование для уплотнения земляного полотна и конструктивных слоев дорожной одежды. Рассмотрена целесообразность уплотнения карьерными автосамосвалами и предложен наиболее рациональный порядок использования их для этой операции.