

Славному юбилею – 40-летию Украинского научно-исследовательского и проектно-изыскательского института промышленной технологии (бывшее предприятие п/я Г-4938, г. Желтые Воды) посвящается настоящая статья

Кошик Ю.И., Дудченко А.Х., **Авдеев О.К.¹**, Булат А.Ф.,
Дырда В.И., Лисица Н.И.²

ВИБРОДОСТАВОЧНЫЕ КОМПЛЕКСЫ НА РУБЕЖЕ ВЕКОВ

Розглядається розвиток робіт по розрахунку, виготовленню і впровадженню у виробництво вібраційних машин і комплексів для випуску і доставки урановмісних руд.

IT IS VIBRATIONAL HAULING COMPLEXES ON A BOUNDARY OF CENTURIES

Development of operations by calculations, manufacture and an intrusion in manufacture of vibrational machines and complexes for issue and delivery uraniferous ores is considered.

Предисловие

В начале третьего тысячелетия многие научные школы подводят итоги своей научной и научно-технической деятельности. В настоящем сборнике помещена статья (Кошик Ю.И., Масляков Г.А., Ляшенко В.И. История Украинского научно-исследовательского и проектно-изыскательского института промышленной технологии: опыт проектирования и научного сопровождения предприятий атомной промышленности), в которой подведены итоги 40-летней деятельности института (бывшего п/я Г-4938, г. Желтые Воды). Славный путь этого института и его достижения в области научного, технического и технологического обеспечения добычи, доставки и переработки ураносодержащих руд впечатляют. Ниже коснемся лишь одной стороны многовекторной деятельности института, а именно – разработке и внедрению вибрационных машин и комплексов для выпуска и доставки руды.

Первый вибропитатель ВПР-1 с клиноременной передачей был спроектирован и внедрен в производство с 1965 по 1967 год; расчет и конструирование осуществлялись совместно сотрудниками лаборатории п/я М-5703 (г. Москва), п/я Г-4938 (г. Ж. Воды) при участии Днепропетровского горного института (руководитель темы В.Н. Потураев, ответственный исполнитель В.И. Дырда; работа касалась создания и расчета упругой подвески для ряда вибрационных машин: конвейеров КВ1Т, КВ2Т и в том числе для горных питателей типов ПВГ и ВПР); позже, а именно с 1969 года работа была продолжена в Институте геотехнической механики АН УССР (вплоть до 1991 года) и касалась исследования проблем динамики и прочности вибромашин, расчета и создания элементов упругой подвески и защитной резиновой футеровки.

За более чем двадцать лет были созданы, внедрены в промышленность и приняты Государственными комиссиями для серийного изготовления следующие вибропитатели: ПВГ-1,2/3,1; ПВГ-1,2/5,7; ПВГ-1,0/2,2; ПВГ-1,0/1,5; ПВГ-1,4/4,0; ПВГ-1,3/7,0; позже ПВГ-1,6/4,0 и ВПР-3К (для перегрузочных пунктов циклично-поточных линий железорудных карьеров); для карьеров и поверхностных комплексов были разработаны модифицированные питатели ВПР-3М и ПВГ-1,3/7,0; для торцевого выпуска руды были разработаны вибропитатели тяжелого типа – секционированные питатели ПВС-1,4/7,0 и КВГС-1; секционированные питатели тяжелого типа использовались в комплексе КВП-1 с вибрационным доставочным конвейером; для закладки выработанного пространства были разработаны и внедрены питатели-грохоты ПВГ-40/400 и ПВГ-40/800.

¹ Государственное предприятие «Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии», г. Желтые Воды

² Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск

К началу 1986 года изготовлено и внедрено свыше 9000 питателей [табл.5-7]; ежегодно в эксплуатации находилось 500-700 вибромашин; для Криворожского бассейна начиная с 1976 года ПО «Кривбассрудоремонт» изготавливал 120-150 вибропитателей в год, всего на 1986 год изготовлено 1400 машин.

Фактический экономический эффект от внедрения вибротехники только по организации п/я Р-6214 составил свыше 42 млн. руб.; общий – свыше 47 млн. руб. (по данным на 1986 год, см. табл. 1-3).

Применение 14 типов вибромашин и комплексов позволило впервые создать прогрессивную энерго- и ресурсосберегающую малоотходную технологию вибрационного выпуска и доставки руды; на рудниках предприятия п/я Р-6449 добывалось более 95 % руды, на предприятиях организации п/я Р-6214 примерно 70-95 % всей добываемой руды.

Одним из итогов этой работы стало получение в 1987 году Премии Совета Министров СССР за «создание и внедрение способов перемещения руды мощными вибропитателями при разработке месторождений полезных ископаемых» в области науки и техники; от п/я Г-4938 лауреаты Премии к.т.н. Поддубный И.К. и к.т.н. Авдеев О.К.; от Института геотехнической механики АН Украины – академик АН Украины, д.т.н. проф. Потурев В.Н. и д.т.н. проф. Дырда В.И.

1 Развитие технологии горных работ

В современной горной промышленности отмечается постепенное ухудшение условий добычи. Это связано, прежде всего, с тем, что отработаны наиболее богатые и доступные месторождения. Для удовлетворения постоянно растущей потребности в минеральном сырье приходится разрабатывать все более бедные залежи, вести добычу на больших глубинах, разведывать и отрабатывать месторождения в сложных горно-геологических и экономических условиях. Эти же причины привели к поискам новых способов извлечения полезных ископаемых: подводная выемка руд со дна морей и океанов; химическая (геотехнологическая) добыча. В промышленных масштабах в ряде районов ведутся работы по повторной отработке месторождений.

Совершенствование техники и технологии горных работ в современных условиях характеризуется созданием нового высокопроизводительного (прежде всего самоходного и вибрационного) оборудования, переходом на более простые варианты систем разработки, внедрением циклично-поточной и поточной технологии (ЦПТ и ПТ), усилением внимания к концентрации добычных работ, к вопросам полноты извлечения полезных ископаемых, повышенными требованиями к охране окружающей среды.

В области вскрытия рудных месторождений преимущественное распространение получило вскрытие вертикальными стволами, особенно при разработке крутопадающих и глубоко залегающих рудных тел. При этом отмечают следующие тенденции: применение одноступенчатых подъемов до глубины 900-1200 м, а на рудниках малой производительности – до глубины 1700-2000 м и более; большая глубина первого шага проходки стволов (до 900-1000 м), обеспечивающая вскрытие 4-6 и более этажей, а также и шага углубки (200-300 м и более) для вскрытия 2-4 этажей; проходка группы специальных стволов на месторождении (грузоподъемных, вспомогательных, вентиляционных, обладающих большими резервами подъема); централизация рудоподъемных стволов, что обеспечивает снижение затрат на их обслуживание и переработку добываемой руды; повышение высоты этажа до 90-120 м и более, создание концентрационных горизонтов.

Принципиально новыми являются каскадное вскрытие месторождений по вертикали и проектируемая восходящая отработка этажей (рис. 1).

Внедрение самоходного погрузочно-доставочного и транспортного оборудования и преимущества, связанные с более дешевым конвейерным способом выдачи руды на поверхность, способствовали появлению нового направления – вскрытия наклонными стволами или съездами. В ряде случаев экономически более выгодны отказ от проходки

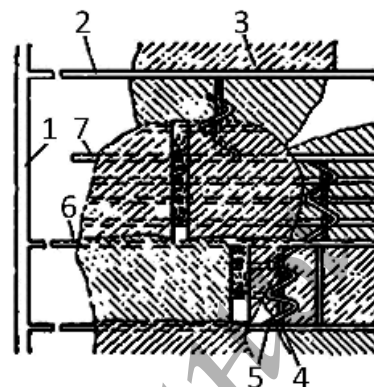
квершлагов на каждом горизонте и оборудование концентрационных горизонтов. Промежуточные горизонты подготавливаются с помощью восстающих и спиральных съездов в пределах зоны оруденения. Экономическое значение нового, более мощного оборудования состоит не только в его высокой производительности, а и в том, что оно резко повышает интенсивность разработки и концентрацию горных работ и сокращает объемы наиболее трудоемких горно-проходческих работ за счет увеличения высоты этажей, размеров блоков, уменьшения числа рудоспусков и исключения ряда выработок на основных и промежуточных горизонтах.

Прогноз развития систем разработки показывает, что в обозримый период, кроме геотехнических методов, вряд ли появятся новые системы подземной разработки рудных месторождений. Их совершенствование пойдет по пути дальнейшего конструктивного упрощения и повышения удельного веса тех систем, которые наиболее благоприятны для механизации горных работ, имеют меньшие потери полезных ископаемых и наименее отрицательно влияют на окружающую среду. Наибольшее распространение пока будут иметь системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород и системы с открытым очистным пространством. Однако соотношение вариантов систем в данных классах изменяется, а некоторые из них уже исчезли. Так, в системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород расширилось применение систем подэтажного обрушения с торцовым выпуском и использованием самоходной техники.

Системы с открытым очистным пространством (камерно-столбовые, подэтажными штреками, этажно-камерные) весьма эффективны и в настоящее время наиболее распространены. Они позволяют использовать самую мощную технику и добиваться наивысшей производительности добычи. Развитие этих систем идет по пути широкого применения самоходной и частично вибрационной техники, совершенствования методов бурения шпуров и глубоких скважин, оптимизации конструктивных параметров систем и увеличения камерных запасов, упрощения конструкций днищ от многоярусного до поясного.

Горная промышленность стоит перед проблемой постепенного углубления горных работ. Многие зарубежные рудники (Чехия, Германия, Канада, Австралия и др.) работают уже на глубине 1500-2000 м, а на золотых рудниках Индии и Южной Африки достигнута глубина 3500-4000 м. В перспективе существенно увеличится глубина подземной разработки во всех рудных бассейнах нашей страны. С углублением горных работ появляется целый ряд факторов, осложняющих разработку месторождений: увеличивается горное давление и учащаются его проявления, снижается устойчивость обнажений горного массива, повышается температура пород, ухудшаются условия проветривания выработок, возникают трудности подъема, водоотлива, транспорта. Глубина разработки – важный объективный фактор, определяющий эксплуатационные расходы на добычу полезных ископаемых.

Анализ практики разработки месторождений на больших глубинах показал, что ухудшение условий отработки с глубиной приводит к увеличению размеров целиков и применению закладки, необходимости уменьшения параметров системы разработки и, частично, замене существующей технологии очистной выемки. Даже при разработке месторождений в крепких породах, где в обычных условиях применяются системы с открытым очистным пространством или с магазинированием руды, с переходом на большие глубины предпочтение отдается системам с закладкой. При разработке таких ме-



1 – ствол; 2 – концентрационный горизонт; 3 – твердеющая закладка; 4 – пропускной рудоспуск; 5 – спиральный съезд; 6 – промежуточный горизонт; 7 – подготовительный горизонт

Рис. 1 – Схема каскадного вскрытия месторождения по вертикали

сторождений можно проследить следующие стадии изменения технологии очистной выемки с глубиной: применение систем с открытым очистным пространством или с магазинированием руды; последующая закладка выработанного пространства (породами, песками, хвостами обогащения); уменьшение параметров систем разработки; увеличение размеров целиков; замена технологии очистных работ на системы с закладкой или с креплением и закладкой.

Общим увеличением глубины подземной разработки, а также усилением требований к охране окружающей среды и полноте выемки полезных ископаемых объясняется повышенный интерес и рост объемов применения систем разработки с закладкой. Эти системы обладают большой гибкостью и могут применяться в различных горно-геологических и горнотехнических условиях, в том числе при необходимости сохранения вмещающих пород и поверхности от обрушения; при совместной отработке месторождений открытым и подземным способом; выемке ценных руд в охранных целиках; опережающей разработке одного из нескольких сортов руд, слагающих месторождение; при переходе на большие глубины.

Внедрение твердеющей закладки позволило применить высокопроизводительные системы, например камерные, в условиях слабых и неустойчивых пород, вести сплошную отработку рудных тел с минимальными потерями и разубоживанием. Практика отечественных и зарубежных рудников подтвердила, что системы разработки с твердеющей закладкой характеризуются хорошими качественными показателями.

Самым крупным достижением за последние годы в области совершенствования технологии очистной выемки у нас в стране и за рубежом считается внедрение системы разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и применение самоходной техники. Применение твердеющей закладки позволило коренным образом изменить конструкции системы разработки, да и сам подход к их выбору. Устойчивость горных пород перестала быть определяющим фактором при выборе систем разработки, включая камерные с массовой отбойкой, а высота этажа ограничивается не столько допустимой площадью обнажения боковых пород, сколько возможностями существующего оборудования, например для проходки восстающих выработок. Появилась возможность создания искусственных потолочин и целиков, предварительно сформированных днищ блоков, в целом – сплошной отработки рудных тел или залежей с довольно низким прихватом пустых пород.

В последние годы за рубежом и в отечественной практике созданы и внедряются принципиально новые технологические решения – применение торцового выпуска руды не только при системах с обрушением, но и в вариантах систем с открытым очистным пространством, с магазинированием руды и др.; изменение конфигураций очистных выработок, обеспечивающих самотечную передачу руды и сосредоточение ее выпуска в небольшом числе выпускных отверстий; комплексно-механизированная отработка рудных тел (включая очистные комплексы с отбойкой руды из восстающих и др.); создание основ безотходной технологии добычи; сооружение подземных горно-обогачительных предприятий с размещением отходов добычи и первичной переработки сырья в выработанном пространстве; создание основ безотходного производства. Совершенствование технологии горных работ тесно связано с оснащением рудников новой техникой.

2 Оборудование и техника

Подземная разработка рудных месторождений, как уже отмечалось выше, характеризуется ухудшением горно-геологических и горно-технических условий эксплуатации, снижением качества полезных ископаемых, переходом на большие глубины, трудностями обеспечения квалифицированными трудовыми ресурсами. Компенсация влияния этих объективных факторов возможна как за счет существенного повышения производительности применяемого оборудования и совершенствования отдельных технологических процессов, так, в основном, и технического перевооружения рудников на базе достижений научно-технического прогресса.

Практически для подавляющего большинства процессов добычи руды созданы или разрабатываются образцы техники, значительно улучшающие или даже революционизирующие производство. В практике сооружения вертикальных шахтных стволов в обводненных неустойчивых и плавунных породах, например, все более широкое применение находит безлюдный метод проходки с погружением крепи в тиксотропной рубашке. К достижениям следует отнести буровой способ проведения вертикальных выработок в средней крепости и крепких породах, гидроперфораторное бурение, электрический привод самоходных машин, геотехнологические методы добычи, комплексы вспомогательных машин и др.

Характерной особенностью технического перевооружения рудников на настоящем этапе является переход к использованию зарубежных самоходных и доставочных машин для выполнения всех работ проходческого или очистного цикла. Буровзрывной способ отбойки руды останется преобладающим и до конца текущего столетия (табл. 1).

Таблица 1 – Способы отбойки руды при очистной выемке на подземных рудниках (% общего объема)

Способ отбойки	Добывающая отрасль	
	железорудная	цветная металлургия
Шпурами	1,1/3,7	65,1/60,0
Штанговыми скважинами	6,6/13,8	
Глубокими скважинами до 100 мм	-/58,5	12,1/27,0
более 100 мм	90,8/23,7	22,8/12,0
Минными нарядами	1,6/0,3	-
Комбайнами	-	-/0,8
Новыми способами разрушения	-	-70,2

Наиболее важным достижением последних лет в области бурения можно считать применение бурильных машин с гидроприводом. Гидроударные бурильные молотки в отличие от пневматических могут быть использованы для бурения скважин различного диаметра в породах широкого диапазона крепости. Их линейная производительность в 2-3 и более раз выше, чем наших пневматических, вследствие чего обеспечивается снижение энергоемкости бурения и расход буровой стали, повышение производительности. Наблюдается значительное снижение уровня шума и запыленности на рабочем месте бурильщика.

На подземных рудниках в настоящее время преобладает пока скреперная погрузка и вибродоставка руды из очистного пространства, на смену которому пришел машинный выпуск и транспортировка самоходной техникой (ПДМ или автосамосвалы).

Важным является использование на подземных горных работах некоторых технических средств, заимствованных из практики открытых горных работ: рыхлителей, стругов, бульдозеров, безрельсового транспорта, включая вертикальный и горизонтальный гидротранспорт. Расширяется применение подземного дробления руды и большегрузных вагонов, что позволяет снизить требования к ее кусковатости, увеличить размер кондиционного куска и дает возможность сократить расход ВВ и трудозатраты на отбойку и вторичное дробление, улучшить технико-экономические показатели (табл. 2).

Таблица 2 – Показатели отработки блоков при различном размере кондиционного куска (система подэтажных штреков)

Показатель	Размер концентрационного куска, мм	
	700	1000
Выход негабарита, %	10	2-3
Производительность блока на выпуске, тыс. т/мес.	13-15	30-35
Время отработки блока, мес.	8-15	5-6
Допустимая ширина блока, м	15	20
Удельный объем подготовительно-нарезных выработок, м ³ /100 т	39	35
Число блоков, находящихся в работе (полный выпуск), %	100	30-50
Приведенная стоимость дробленой руды, %	100	87

Важное значение также имеет организация внутришахтного транспорта. Опыт эксплуатации и технико-экономические расчеты показали, что на концентрационных горизонтах для рудников производительностью до 3 млн. т наилучшим является электровозный транспорт (локомотивы со сцепной массой до 14 т и вагоны емкостью 2-4 м³), а при большей производительности – электровозы со сцепной массой до 28 т и вагоны емкостью 6-8 м³. Перспективны для транспортирования руды бункер-поезда грузоподъемностью 180-240 т.

Автомобильный транспорт рекомендуется при транспортировании руды на промежуточных горизонтах шахт с любой годовой производительностью и расстоянием до 500-700 м. В качестве транспортных средств могут применяться автосамосвалы фирм *Atlas Copco*, *Tamrok* и др. В настоящее время осуществляется перевод подземных горнодобывающих предприятий на один вид энергии – электроэнергию. На угольных предприятиях такой перевод практически завершается, на горнорудных предприятиях пока еще применяется электрический, пневматический и дизельный привод горных машин и оборудования.

Электрогидропривод горных машин является той базой, на основе которой может быть решена проблема повышения производительности труда горнорабочих и эффективности использования энергоресурсов горного предприятия. Электрификация рудников с ликвидацией сети сжатого воздуха, внедрение единого электрифицированного гидропривода создают оптимальные условия для использования методов дистанционного управления горными машинами с переходом в будущем к автоматизированному управлению и безлюдной выемке руды.

3 Принципы создания ЦПТ добычи руды

Важнейшим мероприятием по дальнейшему повышению производительности труда и эффективности горного производства является переход на ПТ добычи руды (табл. 3). Под поточной понимается наиболее совершенная система производства, охватывающая все разнородные процессы и операции сквозной технологической линии и обеспечивающая равномерный ход всего производственного процесса горных работ и размеренную выдачу продукции с заданными производительностью и экономичностью. Для создания такого производства необходима система технологических и организационных мероприятий, позволяющих осуществить равномерное чередование процессов и операций по добыче полезного ископаемого.

Успешные результаты опытно-промышленных работ, проведенных на ряде передовых горнодобывающих предприятий страны, позволили выпустить «Методические положения к проектированию технологии поточной добычи крепких руд на подземных рудниках» [2], обобщившие накопленный к настоящему времени опыт. Сформулированы основные принципы, в соответствии с которыми определяются технологические схемы основного производственного процесса, выбираются машины, определяется организация и формы стимулирования труда. Сущность их сводится к следующему: технология производства должна обеспечивать непрерывную и равномерную выдачу продукции; производственный процесс должен допускать разделение его на операции, в той или иной мере совмещаемые во времени осуществления; отдельные операции выполняются специализированными звеньями, оснащенными специальной техникой; выполняются операции одновременно по всей поточной линии (от проведения выработок до выдачи руды на поверхность); резервирование используется в качестве основной формы увязки различных звеньев технологической поточной линии для обеспечения устойчивой ее работы; производительность поточной линии рассчитывается по наименее производительной операции, которая должна обеспечить необходимый объем продукции; вся поточная линия работает как одна производственная единица в соответствии с заданным темпом; нежелательно включение в один производственный процесс слишком разнящихся по производительности операций; для ликвидации узких мест допу-

стимы затраты, неэкономичные для данного звена, но обеспечивающие эффективную работу всей технологической цепи.

Таблица 3 – Основные особенности существующих методов ведения горных работ

Характеристика производства	Метод ведения горных работ		
	Циклический прерывистый	ЦПТ	ПТ
Оборудование	Переносное	Самоходное и полустационарное	Перемещающееся, в том числе комбайны
Количественное изменение предмета труда	Руда отделяется от массива и далее не претерпевает качественных изменений, а только перемещается циклично и непрерывно		
Расстояние перемещения	Не постоянно и часто исчисляется километрами		
Рабочие места	Периодически перемещаются	Перемещаются циклично	Перемещаются непрерывно
Интервалы между операциями	Различные	Регламентированные	Отсутствуют
Операции	Выполняются последовательно, совмещение ограничено	Синхронизированы и частично совмещены	Выполняются одновременно
Взаимосвязь, увязка операций	Без жесткой взаимосвязи, резервирование	Жесткая взаимосвязь, резервирование	Жесткая обусловленность, стабильное выполнение
Запас отбитой руды (задел)	Значительный	Минимально необходимый	Практически отсутствует
Задел на смежных линиях	— « —	То же	Минимально необходимый
Равномерность процесса	Непрерывная работа	Соблюдение ритма	Стабилизация процесса
Концентрация производства	Разбросанность работ	Концентрация работ	Максимальная концентрация работ
Система разработки	Любая, в зависимости от геологических условий	Кроме того, допускающая совмещение технологических процессов	Кроме того, допускающая совмещение большинства технологических процессов
Транспортировка руды	Из любых блоков	По графику (цикличности)	Непрерывно
Работа буровых станков	Последовательная	Параллельно-последовательная	Челночная или применение комбайнов
Выход негабарита	10-15 до 20%	Менее 10%	Как исключение
Вторичное дробление	В выпускных отверстиях и выработках выпуска	В специальных местах: соседние выработки, грохоты (как исключение в выработках выпуска)	То же
Уровень механизации основных процессов	Менее 70 %; вспомогательные операции частично механизированы	Свыше 70 %; вспомогательные операции в основном механизированы	— « —
Форма организации труда	Комплексная	Специализированная (в масштабе участка), ограниченно комплексная	Специализированная (в масштабе рудника)
Оплата труда	Индивидуальная сдельная	Сдельная специализированных бригад	Участковый хозрасчет
Организационная структура предприятия	Технологические участки	Специализированные участки	Специализированные службы

Примечание. На отбойке применяется энергия ВВ.

В качестве темпа системы рекомендуется принимать величину сменной (часовой) производительности, которая определяет число рабочих мест и оборудования по каждому технологическому процессу. Все технологические процессы подготовительно-нарезных работ и добычи руды равномерно выполняются специализированными комплексами рационального оборудования, действующего в пределах обрабатываемых и подготовительных блоков оптимальных размеров. Равномерность работ обеспечивается

большими объемами отбитой и выдаваемой руды или строгой последовательностью процессов за счет их специализации (при ограниченных объемах отбитой руды).

В соответствии с «Методическими положениями» [2] при проектировании схем ПТ добычи руды необходимо соблюдение следующих требований: высокая производительность при безопасном ведении работ; качественное дробление руды, соответствующее применяемым погрузочным, доставочным и транспортным средствам; разделение блока на несколько относительно независимых частей для поочередного ведения работ по выпуску и отбойке руды; схема расположения и размеры подготовительных выработок, обеспечивающие эффективное (многозабойное) использование мощной самоходной проходческой буровой и добычной техники; использование на проходческих и очистных работах комплексов, состоящих из однотипных машин и механизмов; скорость проведения подготовительных (и нарезных) выработок диктуется заданным темпом очистных работ; сосредоточение буровых работ на одном или двух буровых горизонтах; высокая интенсивность выпуска при простоте выдачи руды и погрузки в транспортные средства; размеры выпускных отверстий, обеспечивающие пропуск большого количества руды соответствующей крупности и соответствие их применяемым механизмам; высокая полнота извлечения отбитой руды.

При проектировании ПТ предусматривается создание четырех демпфирующих заделов для обеспечения непрерывной работы технологической поточной линии: запас отбитой руды в очистном пространстве, примерно равный двухсменной производительности рудника; запас в участковых рудоспусках, соответствующий сменной производительности подземного транспорта; запас в подземных бункерах у главного ствола, примерно равный сменной производительности подъема; запас в поверхностных бункерах, примерно равный суточной производительности обогатительной фабрики (при непрерывном графике ее работы).

ПТ может быть осуществлена двумя способами: использованием самоходной техники на отбойке, выпуске и доставке руды; применением самоходной техники на нарезке блоков и отбойке руды, а вибротехники – на выпуске руды с доставкой ее конвейерным, самоходным или электровозным транспортом. ПТ может быть обеспечена вибрационным выпуском и конвейерным транспортированием.

4 Организационно-техническая подготовка перехода к ЦПТ

При подготовке к переходу на ЦПТ добычи руды необходимо решить целый ряд проблем, сдерживающих в настоящее время внедрение высокопроизводительной техники и повышение интенсивности и эффективности горных работ. Одна из таких проблем – обеспечение требований к качеству руды и ее усреднения.

Неоднородный характер распределения полезного ископаемого в рудном массиве и изменение качества руды в процессе добычи заставляют горные предприятия для надежного выполнения плановых заданий и требований последующей переработки идти на динамический режим усреднения руд: вести выборочную отработку месторождений, отказываться от разумной последовательности ведения очистной выемки и увеличивать число очистных забоев (блоков).

Основной добычной единицей на руднике является забой (блок, камера). В процессе добычи руды происходит ее относительное усреднение: при отбойке, выпуске, доставке (особенно при мелком дроблении), перепуске по рудоспускам и т.д. Изменение качества руды отражает совокупное влияние горно-геологических и технологических факторов.

Выдаваемая из шахты рудная масса представляет собой смесь руд всех действующих забоев. Среднеквадратичное отклонение качества руды в общешахтном потоке меньше, чем в отдельном забое σ_3 , и зависит от числа одновременно действующих забоев [1] $\sigma = \sigma_3 / \sqrt{n_3}$, где n_3 – число одновременно действующих забоев.

Даже при отработке рудных тел, сравнительно однородных по распределению в них полезного ископаемого, обеспечение стабильного выполнения плановых заданий

по содержанию возможно только при достаточно большом числе очистных забоев. Увеличение же числа очистных забоев при постоянной мощности рудника ведет к снижению производительности каждого из них, к деконцентрации работ и связанными с ней последствиями.

Это противоречие особенно проявляется при использовании современного высокопроизводительного оборудования. При ограничении производительности блоков соображениями шихтовки, как это делается при динамическом режиме усреднения, внедрение высокопроизводительного, а следовательно, более дорогого оборудования, ведет лишь к уменьшению фондоотдачи и удорожанию руды, а ЦПТ добычи просто невозможна. Резкое увеличение производительности забойного рабочего немыслимо без устранения влияния подземной шихтовки на интенсивность и порядок отработки блоков. Путь из создавшегося положения один – максимальная концентрация работ в рамках ПТ и организация стационарного режима усреднения – поверхностной шихтовки руды. О целесообразности концентрации работ свидетельствуют сравнительные данные содержания руды в выпускаемой порции со средним значением содержания в блоке.

Для определения возможности использования средних содержаний руды по блокам необходимо найти тот минимальный объем выпущенной руды, среднее содержание которой будет соответствовать среднему содержанию в руде по блоку в целом. Предварительно допуская, что распределение содержаний в выпущенной руде незначительно отличается от нормального закона распределения, можно использовать зависимости математической статистики. Минимальный объем выборочной совокупности, при котором предельная ошибка выборки с заданной вероятностью не превосходит

требуемой величины, определяется выражением
$$n = \frac{t_{\alpha}^2 \sigma^2}{\delta^2}.$$

Для получения значений σ обычно производят анализ повагонеточного содержания руды. Если задаться вероятностью 0,99 ($t = 2,58$) и требуемым отклонением от среднего содержания руды по блоку в целом, то определяется необходимый минимальный объем выпущенной руды из блока. Поскольку распределение содержаний отличается от нормального закона распределения, принимается кратный запас. При этом с уверенностью можно утверждать, что если из блока выпускать такое количество руды в месяц, то среднее содержание в выпущенной руде будет равно среднему содержанию руды по блоку в целом.

Проблемы работы горных предприятий в стационарном режиме усреднения – поверхностной шихтовки – довольно полно исследованы на предприятиях железорудной, угольной и цементной промышленности, особенно при открытой добыче полезных ископаемых, поэтому в дальнейшем в данной работе не рассматриваются.

Циклично-поточное производство требует отказа от индивидуальной подготовки очистных блоков и перехода к их групповой планомерной подготовке, что обеспечивается широким переходом на современную самоходную проходческую технику. Основным достоинством самоходного оборудования является хорошая его приспособляемость практически ко всем системам разработки. Высокая производительность, мобильность, универсальность машин, гибкость в организации работ приводят к значительному увеличению скорости проведения горных выработок, снижению объема подготовительно-нарезных работ, повышению качества извлечения запасов полезных ископаемых, улучшению санитарно-гигиенических условий труда горнорабочих. С внедрением на проходке выработок самоходных машин появилась возможность готовить блоки по прогрессивным групповым схемам с двумя видами базовых узлов: группа восстающих (грузовой, вентиляционно-ходовой, перепускной), один из которых оборудован лифтоподъемником; наклонный съезд (спираль), перепускной восстающий.

Централизованная или групповая подготовка и нарезка залежей с помощью наклонного съезда (по фактическим данным рудников, успешно освоивших эту схему) обеспечивают необходимое для ЦПТ опережение темпа проходческих работ за счет

следующих своих преимуществ: обеспечивает многозабойную организацию труда самоходной техники практически на всем протяжении времени подготовки и нарезки блоков, что приводит к повышению коэффициента использования самоходной техники и увеличению скорости проходки горных выработок на 25-30 %, а, следовательно, ускорению ввода блоков в эксплуатацию; способствует росту производительности труда на проходческих работах; обеспечивает доставку оборудования и материалов на подэтаже и в забое с помощью основного (ПДМ) и вспомогательного транспортного оборудования; позволяет улучшать обслуживание и ремонт всей техники в централизованном порядке (в подземных мастерских) и доставлять самоходное оборудование на подэтажи без монтажно-демонтажных работ, что увеличивает надежность и срок работы техники; значительно улучшает проветривание (за счет увеличения сечения воздухоподающей выработки – съезда) и соответственно санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих; уменьшает число вертикальных выработок, являющихся местами повышенной опасности как при проходке, так и при эксплуатации.

5 Системы разработки и проблемы выпуска руды из блоков

Наиболее подходящими для ЦПТ и ПТ являются разработки, характеризующиеся простотой конструктивного решения, малым объемом подготовительно-нарезных выработок, возможностью совмещения основных производственных процессов: проходка нарезных выработок, бурение шпуров и скважин, отбойка, доставка и выпуск горной массы. Системы разработки должны позволять отрабатывать запасы блока несколькими выемочными участками (крыльями), работающими поочередно на отбойке и выпуске. В соответствии со способами осуществления ЦПТ можно разделить и системы разработки. Для первого способа наиболее подходящие камерно-столбовые, сплошные и слоевые системы разработки и их модификации. Для этих систем характерна доставка отбитой горной массы на рабочем горизонте с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин, а погрузка в транспортные средства – через рудоспуски, в основном, вибропитателями.

Для второго способа осуществления ЦПТ характерна массовая отбойка руды, а системы разработки можно условно разделить на камерные (сюда входят подэтажные штреки-орты, этажно-камерные, с магазинированием руды и др.) и системы с обрушением вмещающих пород. Камерные системы разработки занимают значительный удельный вес в добыче полезных ископаемых, особенно в устойчивых вмещающих породах. Многочисленные варианты этих систем используются в практике разработки рудных месторождений, что объясняется большой их конструктивной гибкостью к различным горнотехническим условиям, возможностью сохранения без нарушений дневной поверхности (особенно при заполнении выработанного пространства закладкой), достаточно высокими технико-экономическими показателями очистной выемки. В конструктивном отношении системы с обрушением руд и вмещающих пород могут быть с подэтажной или этажной отбойкой, а отработка залежей только нисходящая. Породы могут обрушаться со стороны как висячего, так и лежачего бока. Отбивают руду скважинными или сосредоточенными зарядами.

Анализ показал, что возможность обеспечения поточности и увеличение производительности блока (а отсюда и обеспечение надежности технологической цепи) зависят и ограничиваются не условиями отбойки, а техническим уровнем работ именно на выпуске и доставке руды. Об этом свидетельствуют известные в литературе [1] и приведенные в табл. 4 данные.

В настоящее время при всех системах разработки с массовой отбойкой руды применяются следующие основные схемы выпуска и погрузки горной массы: немеханизированный самотечный выпуск и погрузка руды из отверстий очистного пространства под действием гравитационных сил через люки различной конструкции; самотечный выпуск на подошву подсечной выработки: подборка и погрузка ее в транспортные сосуды при помощи погрузочных и погрузочно-доставочных машин; механизированный вибраци-

онный выпуск и погрузка, при которых вибрация рабочего органа машины воздействует на сыпучий материал, находящийся в выпускном отверстии. Подвижность сыпучего материала зависит от многих факторов, характеризующих его свойства: гранулометрического состава, коэффициента разрыхления, угла естественного откоса, слеживаемости, влажности и т.д.

Таблица 4 – Производительность блока по условиям бурения и выпуска

Система разработки	Сменная производительность блока	
	возможная по условиям отбойки	достигнутая по условиям выпуска и доставки
Камерно-столбовая	1500	40-500
Подэтажное обрушение	3000	350-400
Этажное обрушение	4500	400-600
С магазинированием руды (период выпуска)	4500	350-500
Подэтажные штреки	4500	350-500

В процессе выпуска горной массы из очистного пространства обычно наблюдают сводообразование кускового материала. Многочисленными исследованиями установлено, что определяющим фактором сводообразования является размер выпускного отверстия. Заклинивание и зависание практически исключаются, если размер выпускного отверстия – рабочая высота проходного сечения h_0 – в 3,5-5 раз превосходит размер наиболее крупной фракции d_k сыпучего материала. Следовательно, отношение

$k = \frac{h_0}{d_k} \geq 3,5 \div 5$ характеризует нормальную проходимость горной массы через выпускное отверстие.

Все схемы выпуска построены на том, что поток горной массы вытекает через выпускные выработки (выпускные окна, дучки) на приемную погрузочно-доставочную выработку (камеру грохочения, скреперный или конвейерный штек, погрузочную камеру), расположенную сбоку относительно выпускной выработки (рис. 2). В процессе выпуска в основании приемной выработки образуется рудный откос (рудная постель) под углом сдвига φ , который несколько больше угла естественного откоса θ и находится в пределах 55-75°. Угол естественного откоса θ изменяется от 43 до 55°.

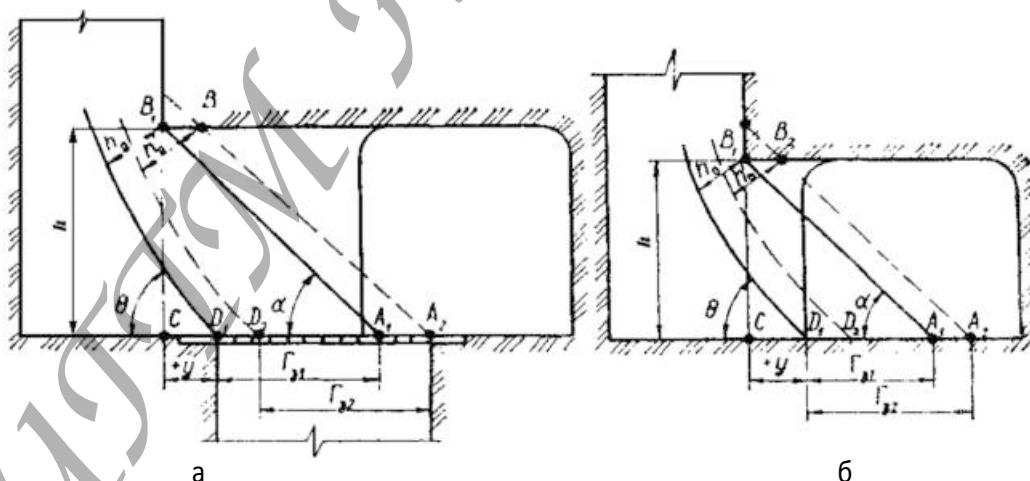


Рис. 2 – Схема выпуска горной массы в камеру грохочения (а) и на скреперный штек (б)

Поток горной массы ограничен сверху поверхностью развала, а снизу – рудной постелью. Наименьшее сечение потока находится в плоскости, перпендикулярной рудной постели, проходящей через лобовину, и определяется рабочей высотой h_0 , а также шириной выпускной выработки. Расположение внутренней поверхности потока горной массы определяется глубиной забора материала рабочим органом механизма (грохотной решеткой, скрепером, ковшом погрузочной машины, конвейером). Под глубиной

достигать своего максимального размера за счет дополнительной принудительной энергии. В процессе вибровыпуска величина проходного сечения постоянно изменяется в пределах от минимального до максимального значения. Вертикальные слои горной массы, истекающие из зоны I, перемещаясь с большей скоростью при самотеке под действием тяговых усилий, препятствуют передвижению руды из зоны II. Вследствие этого активная длина лотка вибропитателя имеет строго ограниченные размеры и зависит от гранулометрического состава, жесткости конструкции, режима вибрации и параметров выпускной выработки (h , h_0). Активная длина питателя должна быть равна критической глубине забора.

Зона влияния выпускного отверстия при вибровыпуске зависит от величины внедряемой части лотка питателя (заглубления под навал) и его ширины. Увеличение ширины лотка равносильно увеличению ширины выпускного отверстия и приводит к существенному росту объема выпуска. С увеличением длины внедряемой под завал части вибропитателя можно увеличить расстояние между рядами выпускных отверстий, а при увеличении ширины зоны соответственно можно увеличивать расстояния между отверстиями в ряду.

Основным преимуществом вибровыпуска по сравнению с самотечным является увеличение скорости истечения руды и параметров потока при неизменных параметрах выпускных выработок, т.е. резко увеличивается пропускная способность выпускного отверстия. Коэффициент проводимости снижается при вибровыпуске в 2-2,8 раза и составляет в зависимости от физико-технических условий 1,3-2. Угол откоса колеблется в пределах $30-35^\circ$ (при самотечном $40-50^\circ$ и более). Рудная масса под воздействием вибрации становится более текучей. Процесс становится непрерывным, поточным. При этом резко повышается производительность труда на выпуске.

Различают три схемы вибровыпуска руды из очистного пространства: выпуск руды через днище с горизонтом вторичного дробления; прямой выпуск горной массы на вибропитатели; выпуск через рудоспуски. Первая схема применяется при камерных системах разработки с отбойкой из подэтажных выработок (ортов, штреков) с открытым очистным пространством, реже – с магазинированием руды; при камерно-целиковых системах с обрушением целиков на открытые камеры; при системах этажно-принудительного и этажного обрушения.

Конструкции днищ с горизонтом вторичного дробления относятся к многоярусным со сложной подготовкой. Число дучек в днище определяется мощностью залежи и ценностью руд, исходя из расчета $60-200 \text{ м}^2$ площади на единицу. При мощности залежи до 10-15 м обычно используют один ряд дучек, а при большей – два. Расположение камер грохочения по отношению выработки вторичного дробления (соединены заходками) может быть парным или шахматным. Дучки, в свою очередь, по отношению к камере грохочения располагают с одной стороны или с двух. Высота днищ достигает 12-15 м.

Достоинства конструкций днищ с горизонтом вторичного дробления следующие: широкий фронт работ на выпуске руды; легкое управление процессом выпуска при использовании варианта с грохотной решеткой. К недостаткам можно отнести большой объем выработок с различным сечением, направлением и назначением, при проходке которых трудно применить самоходную технику; трудно выдержать в процессе проходки параметры сопряжений всех выпускных выработок; высокие трудоемкость и расход ВВ, связанные с ликвидацией завесаний и дроблением негабарита; тяжелые санитарно-гигиенические условия труда, плохая проветриваемость камер грохочения.

Днище для прямого выпуска руды вибропитателями представляет простую конструкцию. Из откаточного штрека (орта) проходят ниши под вибропитатели, которые соединены короткими рудоспусками с подсечной выработкой. По мере отбойки горного массива дучки расширяют, образуя в верхней части или на полную длину дучки воронки (рис. 4). Выпуск горной массы через дучку при траншейной подсечке, когда почва подсечной выработки находится на уровне лобовины выпускной выработки, является самотечным до пределов дучки, а зона влияния выпускного отверстия в поперечном направ-

лении вибромеханизма ограничивается естественными откосами горной массы. Принудительно-самотечный выпуск осуществляется при возникновении заторов между лобовиной и рудной постелью, когда включается в работу заглубленный конец вибропитателя, вовлекая в выпуск дополнительные слои с торца выпускной выработки.

Преимуществом схемы выпуска горной массы через дучку при траншейной подсечке является низкая трудоемкость создания и незначительная высота днища, а, следовательно, увеличение объема камерных запасов по сравнению с описанными выше вариантами.

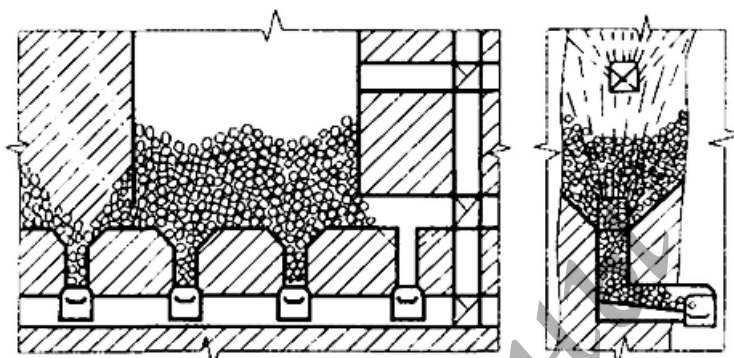


Рис. 4 – Схема конструкции днищ с прямым выпуском

7 Выпуск руды при ПТ

Кусковатость горной массы при наиболее распространенном взрывном способе ее отбойки зависит от физико-механических свойств и естественной структуры массива горных пород; системы разработки; расхода ВВ и характера его распределения в массиве горных пород; способа и последовательности взрывания. В зависимости от применяемого оборудования (транспортные и подъемные сосуды, наличие и тип дробилок) и технологии дальнейшей переработки (обогащения) на каждом горном предприятии устанавливают максимально допустимый по размерам кондиционный кусок (обычно он принимается не более 600 мм по диагонали).

При мелкошпуровой отбойке (слоевые системы разработки и системы с магазинированием руды, проходка выработок) кусковатость, как правило, не превышает 600 мм и выпуск горной массы из очистных блоков и перепускников производится практически без дополнительного (вторичного) дробления. При отбойке глубокими скважинами (камерные системы разработки, подэтажное и этажное обрушение) в зависимости от диаметра и глубины скважин выход негабарита (куски, превышающие 600 мм) составляет 5-15 % и более. Выпуск отбитой руды из очистного пространства осуществляется, как правило, под действием гравитационных сил через сеть выпускных отверстий, равномерно расположенных в днище блока, и характеризуется значительным количеством зависаний. Многочисленные взрывы по ликвидации зависаний руды, изрезанность днищ блоков и необходимость их сохранения в течение всего периода выпуска (10...12 и более месяцев) в условиях усиливающегося горного давления требуют значительных средств на поддержание и восстановление выпускных и доставочных выработок.

Несовершенство схем выпуска с использованием малопроизводительного скреперного оборудования и даже высокопроизводительных самоходных и вибрационных машин создает «узкое место» в технологической цепи добычи руды при системах разработки с массовой отбойкой. Для решения этой проблемы предложено два способа выпуска руды при ЦПТ: торцовый выпуск руды на вибромеханизмы; прямой площадной или сосредоточенный выпуск руды через отверстия с большим активным сечением (так называемый щелевой способ выпуска).

Торцовый выпуск руды при системах с обрушением. Особенности выпуска руды и требования к нему при системах разработки с открытым очистным пространством, с магазинированием руды или при безлюковом выпуске из рудоспусков отличаются от условий выпуска руды при системах с обрушением. В первом случае эффективность вариантов выпуска определяется из условий максимальной его производительности и минимальной себестоимости добычи руды по системе, во втором – необходимы тщатель-

ное изучение закономерностей выпуска при различных конструкциях днищ, учет не только производительности выпуска, но и качественных и количественных показателей извлечения руды. Характер соотношения между величиной потерь и разубоживанием руды в зависимости от объема выпущенной рудной массы при системах разработки с обрушением показан на рис. 5.

При системах этажного и подэтажного обрушения существует четкая зависимость между параметрами систем разработки (толщина, высота, угол наклона отбиваемого слоя), глубиной внедрения (часть заглубления рабочего органа погрузочного механизма за плоскость козырька на уровне кровли выработки) рабочего органа погрузочного механизма, качественными и количественными показателями извлечения руды из недр.

Закономерности торцового выпуска руды изучались многими научно-исследовательскими организациями в нашей стране и за рубежом. Исследованиями [3] показано, что при торцовом выпуске глубина внедрения рабочего органа погрузочного механизма должна быть не менее 1,1 м, а высота выпускаемого слоя не должна превышать 30-40 м. З.А. Терпегосовым [4] сделаны следующие выводы: истечение руды при вибрационном выпуске происходит по всему сечению отверстия; объем руды, выпускаемой до начала разубоживания, увеличивается в 1,75-1,9 раза по сравнению с обычным выпуском; наибольшее извлечение чистой руды достигается при определенном диапазоне заглубления вибропитателя в навал.

При отработке рудных залежей системами с обрушением вмещающих пород для наиболее полного извлечения необходимо соблюдать оптимальное соотношение между шириной выпускной щели, высотой и толщиной слоя выпускаемой руды, а также углом наклона его к горизонтальной плоскости. Ширина выпускной щели, которую называют рабочей высотой выпускного окна, при самотечном процессе выпуска без зависаний должна определяться по формуле $h_0 = (3,5-5)d_k$, где (3,5-5) – коэффициент проходимости при самотечном выпуске. Оптимальное соотношение между толщиной обрушаемого слоя s и его высотой h_c находится в пределах $h_c = (2,7-3,5)s$.

Большинство исследователей указывают на более благоприятные результаты выпуска в том случае, если рудный массив нависает над выработкой. Угол отбойки наклонных слоев на рудниках цветной металлургии принимают 75-85°: при этом эллипсоид выпуска, достигая стенки рудного массива, вытягивается вдоль нее. Ширина щели, а, следовательно, и размеры эллипсоидов выпуска и разрыхления зависят от свойств отбитой руды и глубины внедрения рабочего органа погрузочной машины. Она составляет для различных механизмов следующие величины: скрепера 0,4-0,5 м; погрузочной машины с нагребными лапами (типа ПНБ) или пневматической бункерной (типа МПДН) 0,6-0,8 м; ковшевых погрузочных и погрузочно-доставочных машин (типа ПД) 0,8-1,0 м; вибропитателей 2-4 м [5].

Из графического построения зоны истечения горной массы при выпуске скрепером или ПДМ, показанном на рис. 6, видно, что значительный объем отбитого слоя находится за пределами эллипсоида выпуска.

Кроме того, выпуск скрепером или погрузочной машиной является циклическим процессом, который имеет перерыв в выпуске при доставке горной массы до рудоспуска, что негативно сказывается на процессе истечения. При непрерывном движении отбитой руды из-под обрушенных пород, имеющих значительно большие размеры кусков,

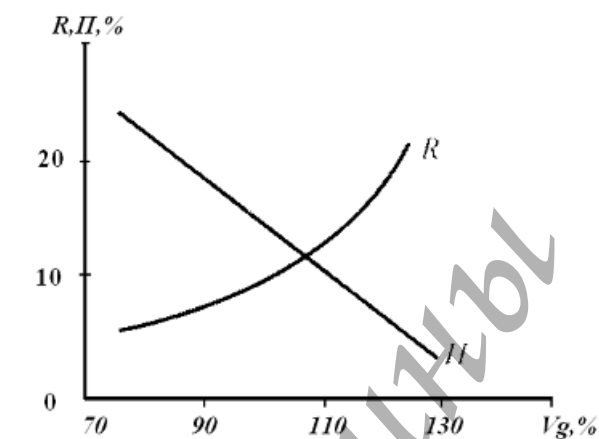


Рис. 5 – Зависимость разубоживания и потерь руды от объема выпуска

увеличивается разрыхление и скорость истечения материала, снижается боковой зажим. В процессе истечения образуется эллипсоид разрыхления, который ликвидируется при остановках (перерывах). Чем продолжительнее перерыв, тем больше смыкаются зазоры между кусками и пустая порода внедряется в отбитый слой, отсекая участки рудной массы, оказавшиеся за пределами фигуры выпуска. Высота подэтажа не должна превышать 10 м, исходя из того, что оставшиеся откосы при отработке верхнего подэтажа (продольные, расположенные в пространстве между выработками, и поперечные, оставшиеся за пределами глубины забора скрепера или ковша машины ПДМ) выпускаются при отработке нижнего подэтажа. Объем чистой руды отбитого слоя, оставшегося в откосах, составляет до 40-45 %. При выпуске руды отбитого слоя и откосов из верхнего подэтажа, попавших в фигуру выпуска, большое количество ее теряется (10-12 % и более).

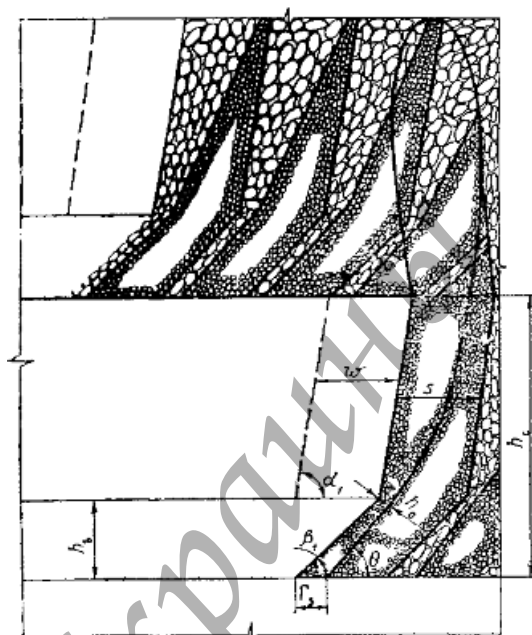
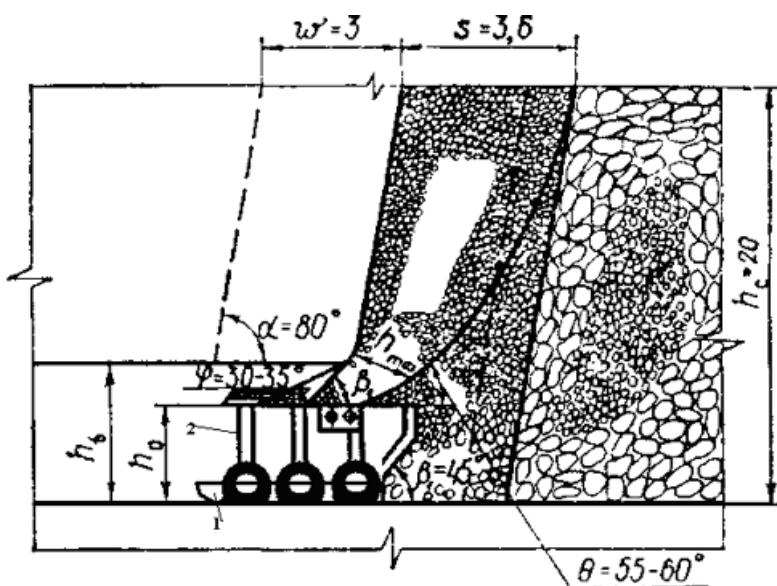


Рис. 6 – Схема истечения горной массы

Для осуществления свободного выпуска руды (без зависаний) с минимальными потерями и разубоживанием необходимо отказаться от самотечного выпуска и производить принудительный, который происходит при заглублении рабочего органа погрузочного механизма на величину больше критической, при этом высота выпускного окна уже не зависит от сыпучих свойств и гранулометрического состава руды. Величину заглубления менее критической называют величиной забора, а более – глубиной внедрения. И то и другое является составной частью заглубления в навал. Увеличение величины заглубления рабочего органа на величину внедрения до 1 м, по данным исследователей [6], увеличивает рабочую высоту выпускного окна в два раза.

Оценив возможность различных погрузочных механизмов по их глубине забора, необходимо отметить, что обеспечить принудительный выпуск способны только вибромеханизмы. Особенно ценным свойством принудительного вибрационного выпуска является поточность, способность непрерывно выдавать из-под обрушенных пород значительные объемы горной массы, что позволяет достичь хороших качественных показателей наряду с высокой производительностью выпуска. Сравнивая схемы выпуска руды вибропитателем (рис. 7) и скрепером или погрузочно-доставочной машиной ПДМ (см. рис. 6), необходимо отметить следующее.

При выпуске руды ПДМ максимальная глубина забора рабочего органа не превышает 0,7 м, что соот-



1 – тележка, 2 – вибропитатель

Рис. 7 – Схема вибровыпуска руды

ветствует рабочей высоте выпускного окна 0,5 м. Высота отбитого слоя h_c не может быть больше 10 м. При принудительном вибрационном выпуске руды высокие качественные показатели извлечения достигаются при отработке слоя высотой 20 м, толщиной 3 м и глубиной внедрения Γ_3 рабочего органа в навал до 2 м. Это обеспечивается, прежде всего, за счет улучшения условий выпуска, так как вибрация рабочего органа передается налегающей на нее горной массе (в пределах 2-3 м по высоте), сообщая ей подвижность информируя истечение под углом в 30-35°. Кроме того, процесс принудительного вибровыпуска качественно отличается от циклического подбора ковшем или скрепером своей непрерывностью.

Возможность заглубления вибромашины в навал на необходимую величину позволяет увеличить зону влияния выпускного окна, уменьшить откосы руды за пределами фигуры выпуска. Но зона влияния должна быть именно необходимой величины, так как в фигуру выпуска могут вписаться пустые породы. В результате расчетов глубина внедрения рабочего органа в навал при заданной кусковатости руды (кондиционный кусок 600 мм) и остальных технологических параметрах не должна превышать 1,5 м. При угле наклона массива руды 80° образующая фигуры выпуска развивается параллельно плоскости этого массива при достаточной величине живого сечения.

Многолетние и детальные исследования торцового выпуска рудым с помощью виброкомплексов наиболее полно обобщены в работе [7]. На основании результатов исследований предложены расчетные формулы для определения конструктивных элементов систем этажного и подэтажного обрушения с торцовым послойным выпуском руды. Эта методика может быть принята и рекомендована для определения конструктивных параметров виброкомплексов и систем разработки для многих рудников.

Щелевой выпуск руды при камерных системах разработки. Истечение сыпучего материала из выпускных отверстий кроме кусковатости зависит от многочисленных факторов: плотности, коэффициентов разрыхления и внутреннего трения, угла естественного откоса, сцепления, подвижности частиц сыпучего материала, его слеживаемости, хрупкости, липкости, влажности.

Механизм выдачи руды должен решать две задачи – создавать необходимые размеры активной площади выпускного отверстия, обеспечивающие свободное истечение руды, и управлять развалом руды. Истечение руды из выпускного отверстия зависит от коэффициента проходимости, т.е. отношения между наименьшим линейным размером выпускной выработки и максимальным размером транспортируемого самотеком куска руды.

Опыт эксплуатации показал, что при самотечном выпуске и коэффициенте проходимости, равном 5 и более, застревание кусков в отверстии практически исключено. При коэффициенте проходимости 2,5-5 истечение возможно, но неустойчиво, а при коэффициенте проходимости менее 2 истечение практически невозможно. При свободном истечении горной массы живое (активное) сечение потока составляет около 30-40 % сечения выпускного отверстия. Для реализации этих положений предложен прямой площадный или сосредоточенный выпуск руды через отверстия с большим активным сечением, который назван щелевым. В зависимости от расположения к вибропитателю различают продольные и поперечные щели.

Вибровыпуск из продольной щели осуществляют через выпускное окно (вертикальное выпускное отверстие), непосредственно выходящее в очистное пространство (рис. 8). Отличительной особенностью выпуска через выпускное окно является то, что выпускаемая горная масса движется к выработкам доставки или погрузки по рудному откосу, образуемому из отбитой руды. Рабочее сечение выпускного отверстия создается между этим откосом и лобовиной выпускной выработки. При замедленном истечении горной массы или зависании между лобовиной выпускной выработки и откосом, когда полностью открывается выпускное окно, активно вступает в работу заглубленная под навал часть вибромеханизма, вовлекая в движение последующие слои рудной массы и ликвидируя сформированный до этого откос и самозависание.

На показатели выпуска горной массы из очистного забоя влияет не только величина заглубления вибропитателя и рабочая высота выпускного окна, но и его ширина. Исследование характера движения руды через выпускные окна различной ширины показало, что оптимальное соотношение сторон $h/b = 2-2,5$. Оптимальной является такая ширина выпускного окна, при которой исключается возможность сводообразования, хотя и возможны зависания кусков негабаритных фракций между рудной постелью и козырьком сопряжения. Например, при высоте выпускного окна $h = 1,5$ м оптимальная ширина находится в пределах 3-4 м, что значительно больше диаметра дучки, равного 1,5-2 м. Увеличение ширины выпускного окна до оптимальной величины позволяет исключить зависания при выпуске горной массы кондиционного размера. Необходимо добавить, что при соотношении сторон выпускного окна $h/b > 2,5$, кроме достижения непрерывного процесса истечения руды, увеличивается зона влияния выпускного отверстия, что позволяет увеличить расстояние между пунктами погрузки.

Один из способов увеличения активной площади днищ – установка в одной из ниш под одним выпускным отверстием параллельно двух вибропитателей. Ширина выпускной выработки равна 5 м при расстоянии между лобовиной и противоположной стороной дучки 3 м (рис. 9). В данном случае предложен способ, улучшающий выпуск крупнокусковой руды через прямоугольную дучку. Эту выпускную выработку можно считать поперечной щелью, так как одна сторона больше другой в 1,7 раза. Величина высоты выпускной выработки 2 м, следова-

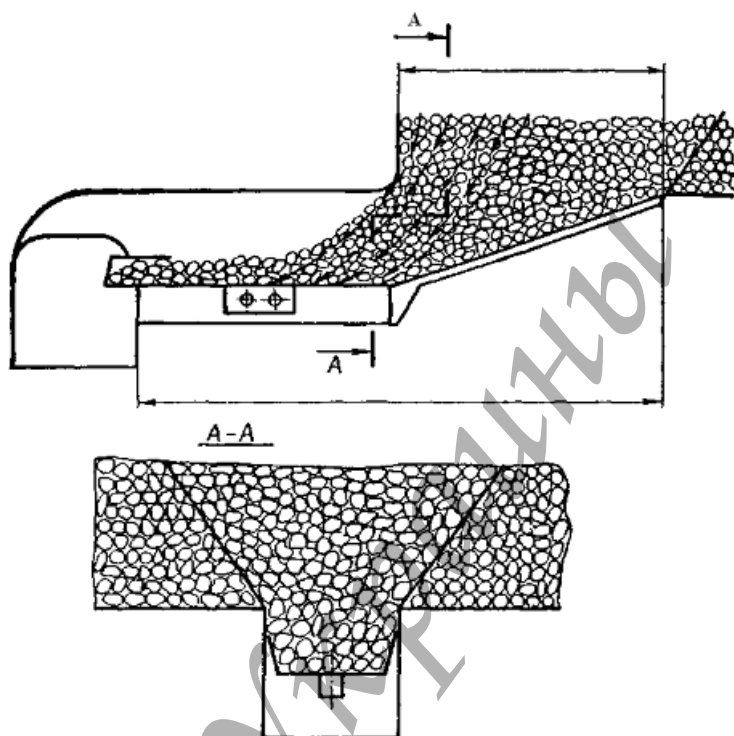


Рис. 8 – Схема вибровыпуска руды из продольной щели

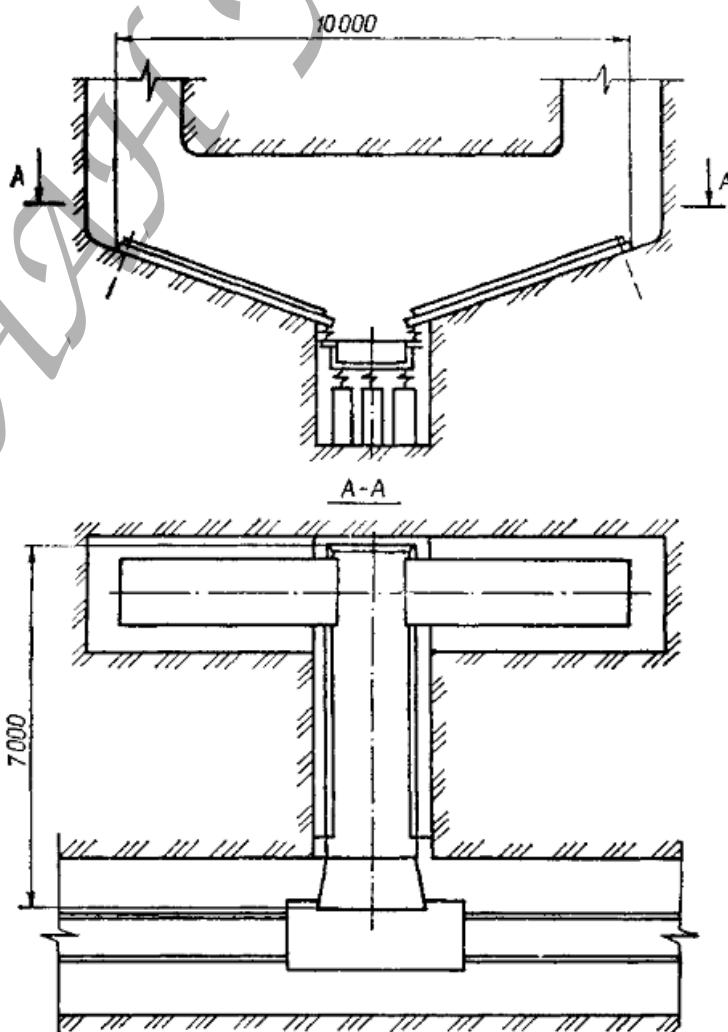


Рис. 9 – Схема вибрационного Т-образного питателя ПВСТ

тельно, соотношение сторон выпускного отверстия ($h/b = 2,5$) оптимально. Таким образом, двумя вибропитателями обеспечивается беспрепятственный выпуск крупнокусковой горной массы.

Устройство пунктов погрузки с двумя вибропитателями обеспечило значительное повышение производительности труда и увеличило активную площадь днища (с 4 до 12-15 м² на одно выпускное отверстие). Однако выход выпускной щели полным сечением в погрузочно-доставочную камеру ослабляет этот узел и требует дополнительных затрат на крепление сопряжений камеры с откаточной выработкой. Поэтому такой узел выпуска применим только при отработке крепких руд и невозможен в условиях повышенного горного давления.

Для значительного увеличения зоны влияния пункта выпуска необходимо обеспечить доставку горной массы по поперечной щели на вибромеханизм. Достичь этого возможно при условии использования работающих под навалом горной массы в щели боковых виброплатформ, уложенных перпендикулярно вибропитателю (см. рис. 9).

Таким образом, прямой выпуск по указанным схемам реализует преимущества принудительного вибровыпуска, позволяющего достичь, при правильно выбранных с учетом гранулометрического состава параметрах выпускных выработок и вибромеханизмов, поточной технологии выпуска горной массы. Особенно легко решается эта задача при выпуске горной массы кондиционного размера. Даже при добыче руды с негабаритными кусками можно извлекать ее из очистного пространства без зависаний, для чего требуются достаточные размеры выпускных выработок. Дробление негабаритных кусков необходимо производить не на вибропитателях, а за пределами пунктов выпуска и погрузки, например на централизованных пунктах дробления. Для осуществления циклично-поточного выпуска руды через отверстия с большим активным сечением созданы специальные вибрационные питатели и комплексы.

Вибрационные машины и комплексы для выпуска и доставки руды

В 1944 г. В.И. Вернадский писал о том, что человек становится крупнейшей геологической силой. В настоящее время справедливость этих слов полностью подтверждается на примере ведения горных работ, объемы переработки которых вполне соизмеримы с природными геологическими процессами. Уже сегодня многие зарубежные рудники достигли глубины 1500-2000 м, а в некоторых странах 3000-4000 м. В этих условиях к машинам и механизмам предъявляются особые требования: долговечности и надежности, легкости монтажных и демонтажных работ, пониженной металлоемкости, стойкости узлов и деталей к агрессивному влиянию внешней среды, способности к автоматизации с целью создания безлюдной выемки, защиты операторов от действия пыли, шума и т.д.

Особенно актуальны эти требования при подземной добыче руд.

Подземным способом в настоящее время разрабатываются все более бедные залежи, ведется добыча на больших глубинах, отрабатываются месторождения в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях. Вместе с тем эти осложнения приводят к снижению темпов развития подземной добычи руд и требуют существенного улучшения техники и технологии горных работ.

Одним из наиболее важных технологических процессов при подземной разработке рудных месторождений является выпуск отбитой горной массы из очистного пространства и погрузка ее в транспортные средства. Этот процесс занимает до 60 % всех трудовых затрат и характеризуется высоким уровнем травматизма горнорабочих (30-60 % от общего на подземных горных работах).

Как показали научные исследования авторов работы, их опыт конструирования и внедрения в производство тяжелых машин вибрационного типа, проблема высокопроизводительного и безопасного выпуска и погрузки руды из очистных блоков может быть успешно решена при использовании вибрационных питателей и комплексов, интенсив-

но воздействующих на выпускаемый материал, снижающих энергоемкость и количество зависаний и обеспечивающих интенсификацию и концентрацию горных работ. В настоящее время имеются и другие технологии, рассмотренные выше; однако вибровыпуск на сегодняшний день является по-прежнему актуальным.

Наиболее полно современным требованиям отвечает вибрационный выпуск, позволяющий выпускать горную массу крупностью до 1,2-1,4 м, с технической производительностью 1500-2000 т/ч и наработкой не ниже 1,2-1,5 млн.т.

Работы по исследованиям, расчетам, разработке, доводке и массовому освоению вибрационных машин и технологических схем вибрационного выпуска, доставки и погрузки горной массы были начаты в начале шестидесятых годов прошлого века. Министрством среднего машиностроения СССР были утверждены технические задания для предприятий п/я Р-6449 и п/я Г-4938 (г. Ж. Воды) с привлечением ряда предприятий и институтов страны в том числе и Института геотехнической механики АН УССР (с 1969 по 1991 годы).

Первый опытный образец вибрационного питателя рудного ВПР-1 (рис. 10) впервые в стране был испытан в подземных условиях шахты «Новая» блок 332 горизонта 335 м на выпуске и погрузке руды в период с 1965 по 1967 гг. За время эксплуатации и опытно-промышленной проверки вибрационных питателей было выпущено и погружено свыше 240 тыс.т горной массы при технической производительности 600-800 т/ч, эксплуатационной – 725 т/смену, что превысило те же показатели при традиционной скреперной доставке в 2,5-4 раза, снизив себестоимость процесса на 0,12 руб/т, расход ВВ на вторичное дробление – в 2-3 раза и количество зависаний выпускаемой горной массы – в 3-5 раз.

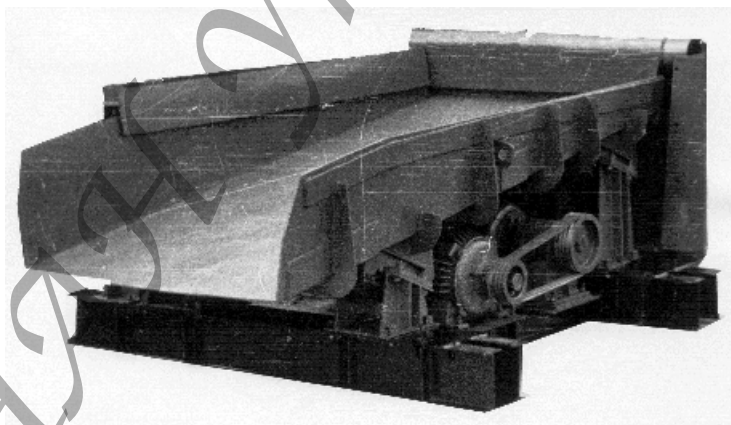


Рис. 10 – Вибрационный питатель ВПР-1 на шахте «Новая» (1965 год)

Опыт промышленной эксплуатации питателей позволил к концу 1967 г. изготовить и внедрить на шахтах предприятия п/я Р-6449 95 штук вибрационных питателей рудных типа ВПР-2 и ВПР-4, которыми к этому времени было выпущено и погружено свыше 4,5 млн.т горной массы.

В 1967 г. для ликвидации зависаний в подземной емкости дробильно-бункерного комплекса в этаже 570-540 м шахты «Объединенная» Первомайского рудоуправления была разработана, изготовлена и внедрена конструкция вибропобудителя ВП-1. Применение ВП-1 позволило в 30-40 раз уменьшить ликвидацию зависаний руды взрывным способом и снизить расход ВВ с 0,021 до 0,00002 кг/т, т.е. почти в 100 раз, повысить культуру производства, практически ликвидировав травматизм рабочих. Кроме того, применение ВП-1 позволило повысить коэффициент использования скипового подъема на 15,8 %, производительность на 28 % и получить годовой экономический эффект 30 тыс. руб. на одну установку. К настоящему времени при помощи вибропобудителей выпущено свыше 60 млн.т горной массы.

В результате проведения широкомасштабных исследований, выбора наиболее экономически целесообразных конструктивных решений и освоения изготовления предприятием п/я Р-6449, а также в результате опытно-промышленной эксплуатации в подземных условиях два типа питателей вибрационных горных ПВГ-1,2/5,7 и ПВГ-1,2/3,1 в 1969 г. приняты Государственной комиссией для серийного изготовления и внедрения [см. табл. 5-7].

В дальнейшем полученные результаты исследований были заложены в конструкциях вибропитателей, принятых Государственной и Ведомственной комиссиями для серийного изготовления и внедрения по годам: ПВГ-1,0/2,2 – в 1975 г.; ПВГ-1,0/1,5 – в 1977 г.; ПВГ-1,4/4,0 – в 1979 г.; ПВГ-1,3/7,0 – в 1983 г., а также в питателях перегрузочных пунктов циклично-поточных линий железорудных карьеров ВПР-ЗК (Ингулецкий горно-обогатительный комбинат) и ПВГ-1,6/4,0 (Полтавский горнообогатительный комбинат) [см. табл. 5-7].

Таблица 5 – Технические характеристики вибрационных питателей и комплексов

Показатели	ПВМ-1,0/1,5	ПВМ-1,0/2,3	ПВГ-1,0/2,2	ПВГ-1,2/3,1	ПВГ-1,2/5,7	ПВГ-1,4/4,0	ПВГ-1,3/7,0 (ВПР-ЗМ)	ПВС-1,4/7,0	КВГС-1
Производительность, т/ч	150-250	250-350	400	900	600	900-1500	900-1500	600-1000	600
Длина транспортирования, м	1,5	2,4	2,24	3,1	5,7	4,0	6,9	7,3	12,0
Ширина лотка, м	1,0	1,0	1,0	1,2	1,2	1,4	1,2	1,4	1,2
Угол установки, градус	5-10	0-5 15-45	0	0	8	0	8	0 20-40	0 20-40
Частота колебаний, с ⁻¹	101	101	101	101	115	101,5	101	101,5	101
Вынуждающая сила, кН	16-30	16-30	28-38	55-80	105-145	90-120	130-180	90-120	55-120
Масса, кг	320	425	1000	2120	4950	3770	7100	4750	9750
Стоимость, руб.	250	300	1200	2245	2980	2870	4000	3500	7100
Ресурс до капитального ремонта, тыс.т	35	35	120	180-250	150	1500	150-300	400	100

Таблица 6 – Область применения горных питателей

Система разработки	Вид отбойки	Схема выпуска	Объем выпуска, т.т	Рекомендуемый тип питателя
С магазинированием руды	Мелкошпуровая	прямой	до 50	ПВМ-1,0/1,5; ПВМ-1,0/2,3; ПВГ-1,0/2,2
	Скважинная	с горизонтом вторичного дробления	до 50	ПВМ-1,0/1,5; ПВМ-1,0/2,3
			свыше 50	ПВГ-1,0/2,2
		с горизонтом вторичного дробления	до 50	ПВГ-1,0/2,2
			свыше 50	ПВГ-1,2/3,1
Подэтажные штреки (орты). Подэтажное обрушение	Скважинная	с горизонтом вторичного дробления	до 50	ПВГ-1,0/2,2
			свыше 50	ПВГ-1,2/3,1
		прямой	до 50	ПВГ-1,2/3,1
			свыше 50	ПВГ-1,4/4,0; ПВС-1,4/7,0; КВГС-1
Проходка подэтажных и восстающих выработок, горизонтальные слои с закладкой и т.п.			до 50	ПВМ-1,0/1,5; ПВМ-1,0/2,3
			50-100	ПВГ-1,0/2,2
			свыше 100	ПВГ-1,2/3,1
Рудоспуски и бункера рудоперерабатывающих комплексов			до 500	ПВГ-1,2/3,1
			свыше 500	ПВГ-1,4/4,0

Общее понижение ведения горных работ и связанные с глубокими шахтами осложнения потребовали интенсификации и концентрации отработки блоков и залежей, применения высокопроизводительных систем разработки с массовой отбойкой руды скважинными зарядами ВВ, перехода на циклично-поточные и поточные технологии подземной добычи. Важнейшим сдерживающим фактором при этом являлось наличие зависаний выпускаемой крупнокусовой горной массы.

Для ликвидации этого отрицательного эффекта и для интенсификации процесса в целом разработана и исследована оригинальная схема вибрационных секционированных питателей, позволяющих расширить зону воздействия вибрации на выпускаемый материал и превратить выпускное отверстие в выпускную щель, значительно превышающую максимальные размеры отдельных кусков выпускаемого материала. Новый ме-

тод секционирования использован в конструкциях вибрационных питателей малогабаритных ПВМ-1,0/2,3, питателей вибрационных секционированных ПВС-1,4/7,0, а также в комплексах вибрационных горных секционированных КВГС-1 и КВП-1 [табл. 5-7].

Таблица 7 – Количество внедренных в народное хозяйство вибропитателей и комплексов и полученный фактический экономический эффект от их внедрения

Тип питателя	Количество машин, внедренных на предприятиях организации п/я Р-6214						Другие предприятия			Всего по типам штук	Суммарный экономический эффект, тыс.руб.
	п/я Р-6449	п/я Г-4312	п/я М-5175	п/я А-1768	п/я В-8948	п/я В-2683	Полтавский ГОК	ПО «Кривбасс-руда»	ПО «Урал-золото»		
ПВМ-1,0/1,5; ПВМ-1,0/2,3	14	-	56	330	145	18	-	-	-	563	806,8
ПВГ-1,0/2,2	811	374	499	372	600	468	-	-	14	3138	12130,0
ПВГ-1,2/3,1	1794	626	901	191	92	12	-	1403	4	5023	29438,7
ПВГ-1,4/4,0	114	--	-	-	-	-	-	-	-	114	635,0
ПВГ-1,3/7,0; ПВГ-1,2/5,7	241	-	-	-	-	-	3	-	-	244	4090,9
КВГС-1; ПВС-1,4/7,0; ПВСТ	12	-	-	-	-	-	4	-	-	12	534,0
ПВГ-1,6/4,0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4	285,1
Итого	2986	1000	1456	893	837	498	7	1403	18	9097	47920,5

Применение секционированных вибропитателей и комплексов, по сравнению с обычными, позволило снизить объем горнопроходческих работ и потери руды в днищах блоков, увеличить производительность и надежность процесса за счет снижения в 25-60 раз количества зависаний без дополнительных энергетических затрат. Питатели ПВМ-1,0/2,3 нашли применение на шахтах предприятий п/я М-5175, А-1768, В-8948, Р-6449 и др.; питатели ПВС-1,4/7,0 и комплекс КВГС-1 – на шахтах предприятия п/я Р-6449.

Разработке вибрационных машин и комплексов способствовало следующее.

Во-первых, правильный выбор структурной схемы и использование новых методов динамических расчетов и рационального проектирования как машин в целом, так и отдельных их элементов; использование современных принципов и достижений в области технологии вибротранспортирования крупнокусковых материалов при значении режимов вибрации: амплитуд 3-5 мм и наименее энергоемкой частоты вынужденных колебаний 15,5-17,5 Гц.

Во-вторых, использование оригинальных и высоконадежных резиновых упругих звеньев: в питателях ПВМ-1,0/1,5, ПВГ-1,6/4,0 и питателе-грохоте вибрационном ПВГ-40/400 использована упругая опора, позволяющая реализовать направленные колебания; в остальных машинах использован новый тип упругой опоры с буферным элементом, позволяющим в несколько раз увеличить надежность упругой подвески питателя, работающего в условиях экстремальных динамических нагрузок, вызываемых ведением взрывных работ по отбойке, ликвидации зависаний и дроблению негабаритов, а также повысить производительность виброустановки на 15-20 % при одновременном снижении удельных энергозатрат на 10-12 %.

Для защиты рабочих органов от ударных нагрузок и абразивного износа использовалась резиновая футеровка.

Элементы упругой подвески вибрационных машин изготавливались из традиционных марок резин типа 2959 и новых, специально разработанных марок (рис. 11). Для изготовления буферных элементов и элементов упругой подвески машин использовалась резина 2959; элементы подвески и поддерживающие элементы выполнялись также из новой резины типа 51-1562, защищенной авторским свидетельством №609302. Резина является перспективной для изготовления силовых деталей, и изделия из нее конку-

рентоспособны с лучшими мировыми образцами. Конструкция элементов защищена авторским свидетельством №643686.

Для упругой подвески вибропитателей и комплексов были разработаны также резиновые цилиндрические элементы. Серийное производство их освоено заводами организации п/я Р-6214. Ряд конструкций защищен авторскими свидетельствами №679745, 581310 и 865736.

В-третьих, применение оригинального двухвального вибровозбудителя, позволяющего более рационально использовать энергию привода и повысить техническую производительность питателей на 30-35 % без дополнительных энергозатрат.

Применение вибрационных питателей (рис. 12) и схем вибрационного выпуска, доставки и погрузки руды в подземных условиях позволило механизировать один из наиболее трудоемких и опасных процессов добычи полезного ископаемого и решить при этом следующие задачи:

- увеличить производительность выпуска и погрузки крупнокусковой горной массы в 2,5-3 раза и высвободить двух рабочих на выпуске;
- увеличить в несколько раз интенсивность отработки и уменьшить срок эксплуатации очистных блоков и горизонтов;
- уменьшить трудоемкость и снизить себестоимость процесса выпуска и погрузки руды;
- повысить равномерность истечения горной массы из выпускных отверстий и снизить в 3-5 раз частоту зависаний крупнокускового материала; применением секционированных питателей количество зависаний снижается в 25-60 раз;
- увеличить размер кондиционного выемочного куска;
- практически исключить случаи травматизма на процесс выпуска и погрузки, занимающие 30-60 % от всех случаев на подземных работах;
- механизировать процесс выпуска и погрузки и создать условия для осуществления малоотходной циклично-поточной технологии добычи;
- впервые в практике горного производства применить щелевой выпуск руды из очистного блока (без горизонта вторичного дробления) через отверстия большого сечения практически любого гранулометрического состава;
- снизить потери руды в днищах блоков и объем горнопроходческих работ.

Особенно важным является создание и внедрение в производство циклично-поточной малоотходной технологии подземной добычи руд с применением вибрационной техники. Такая технология впервые была создана сотрудниками предприятия п/я Г-4938 и с 1970 года была внедрена на всех предприятиях Министерства среднего машиностроения СССР. На то время (т.е. 1970-1987 гг.) технология не имела аналогов в мировой

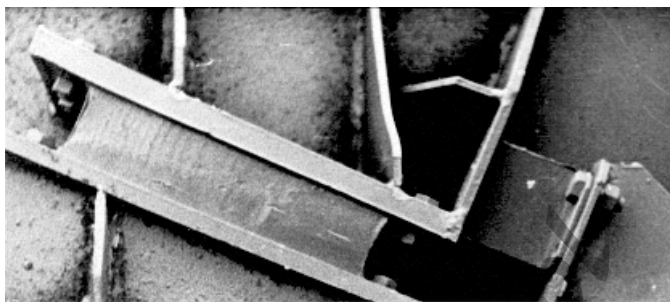


Рис. 11 – Упругая подвеска вибропитателя ВПР-4М

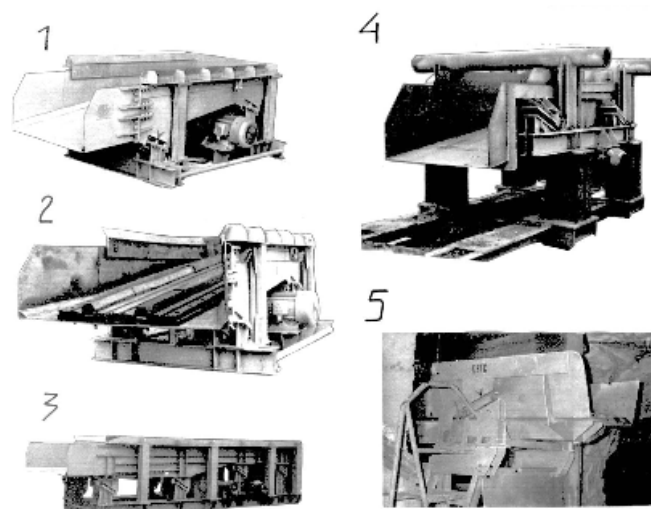


Рис. 12 – Общий вид вибрационных питателей и комплексов: 1 – ПВГ-1,2/3,1; 2 – ПВГ-1,2/3,1 с резиновой футеровкой; 3 – ПВГ-1,2/5,7; 4 – ПВГ-1,2/2,2; 5 – виброкомплекс КВГС-1

практике и применялась на РПО «Укрруд» Министерства горной металлургии УССР и на горнодобывающих предприятиях (совместно с вибрационными машинами) ряда зарубежных стран, в основном стран-участников СЭВ. По этой технологии с применением вибрационных машин и комплексов добывалось 75-95 % горной массы подземным способом; на рудниках предприятия п/я Р-6449 добывалось более 95 % руды; на предприятиях организации п/я Р-6214 примерно 70-95 % всей добываемой руды.

Опыт серийного освоения и эксплуатации вибрационных горных питателей на рудниках предприятия п/я Р-6449 послужил основой для широкого распространения и внедрения вибромеханизмов на других предприятиях отрасли.

В 1987 году вибрационный выпуск и погрузка руды внедрены на всех горнодобывающих предприятиях организации п/я Р-6214.

Серийное изготовление питателей было освоено заводами предприятий страны; в том числе России, Казахстана, Узбекистана и ряда других республик.

По технической документации предприятия п/я Г-4938 вибропитатели изготавливались Ленинским рудоремонтным заводом и Криворожским центральным рудоремонтным заводом производственного объединения (ПО) «Кривбассрудоремонт» (г. Кривой Рог) и заводами ПО «Уралзолото».

Горные питатели типа ПВГ-1,0/2,2 и ПВГ-1,2/3,1 успешно работали в поверхностных перегрузочных пунктах рудоприемных и рудоперерабатывающих комплексов предприятия п/я Р-6449, заменив дорогостоящие массивные и энергоемкие пластинчатые питатели.

В справке за подписью зам. руководителя организации п/я Р-6214 В.М. Щербатова указывается, что с 1976 по 1984 год изготовлено и внедрено в производство 7092 вибрационных питателя; фактический экономический эффект от их внедрения составил около 40 млн. рублей.

В заключении о внедрении результатов научно-исследовательских работ, подписанных Главным механиком Республиканского промышленного объединения «Укрруд» МЧМ УССР С.В. Заболотным от 1986 г. отмечается следующее: «Вибропитатели горные типа ПВГ изготавливались по технической документации, переданной заводу-изготовителю предприятием п/я Г-4938 и Институтом геотехнической механики АН УССР, а именно: «Техническая документация на вибрационный питатель ПВГ-1,2/3,1У-342.00.000 (ВПр-ЧМУ)» и «Методика расчета и выбора параметров питателя вибрационного горного ПВГ-1,2/3,1У (ВПр-4МУ). Расчеты». Применение вибрационного питателя и схемы вибровыпуска руды позволило сделать качественный скачок в увеличении производительности труда и создать прогрессивную подземную поточно-циклическую технологию выпуска, доставки и погрузки руды.

Вибропитатели ПВГ-1,2/1,3У с 1976 года выпускаются серийно Ленинским рудоремонтным заводом («Кривбассрудоремонт, г. Кр. Рог) и эксплуатируются на следующих предприятиях: Рудуправление имени С.М. Кирова (шахты № 1 им. Артема, им. С.М. Кирова, «Северная»); Первомайском рудуправлении (шахта «Объединенная» и «Первомайская-1»); рудуправлении им. Ф.Э. Дзержинского (шахты «Гигант-глубокая» и «Саксагань»). По имеющейся документации с 1976 года изготавливалось и внедрялось на предприятиях «Кривбассруда» ежегодно 160-170 вибропитателей. Фактический экономический эффект от внедрения одного вибропитателя составлял 2074 руб. в год».

Основные конструктивные решения вибропитателей и комплексов защищены авторскими свидетельствами (всего 47 а.с.), а их параметры и размеры стандартизованы: ОСТ 95.867-81 «Питатели вибрационные. Основные параметры и размеры», ОСТ 95.972-83 «Питатели вибрационные горные для выпуска руды. Общие требования безопасности» (см. Приложения).

К началу 1986 г. предприятиями отрасли изготовлено и внедрено свыше 9000 вибропитателей и комплексов, ежегодно находилось в эксплуатации 500-700 вибромашин.

Для нужд Криворожского бассейна, начиная с 1976 г., ПО «Кривбассрудоремонт» изготавливает 120-150 вибропитателей в год: всего изготовлено свыше 1400 вибрационных питателей (данные на 1986 год).

Вибропитатели и техническая документация на машины и технологию выпуска переданы и используются в странах-участниках СЭВ.

Фактический экономический эффект от внедрения вибротехники только по предприятиям организации п/я Р-6214 составил свыше 42 млн. руб. (на 1986 год).

Общий реальный экономический эффект от внедрения разработанных вибрационных питателей и комплексов составил более 47 млн. руб. (на 1986 г.).

Результаты теоретических и экспериментальных исследований авторов, опыта их конструирования и внедрения вибропитателей и новой технологии выпуска и доставки руды опубликованы в журналах и монографиях, доложены на многих Международных и Всесоюзных конференциях и съездах, использованы в разработках проектных и научно-исследовательских институтов. Авторы опубликовали свыше 180 печатных работ, в том числе 9 монографий, 47 авторских свидетельств и 5 докладов на Международных конгрессах. Вибропитатели демонстрировались на ВДНХ СССР и ВДНХ УССР и удостоены серебряной и бронзовой медалей и дипломов первой и второй степени.

В целом можно отличить следующее.

1. Разработаны научные основы проектирования и расчета мощных вибрационных питателей и комплексов с резиновыми элементами, отличающимися оригинальной конструкцией, экологической чистотой, низкой удельной металлоемкостью и энергоемкостью, высокой долговечностью и надежностью.

2. Впервые был создан и массово внедрен в производство параметрический ряд оригинальных конструкций вибрационных машин и комплексов, предназначенных для всего многообразия технологических схем выпуска, доставки и погрузки горной массы при добыче рудных залежей от жильных до весьма мощных.

3. Впервые разработана и освоена новая прогрессивная энерго- и ресурсосберегающая малоотходная циклично-поточная технология вибрационного выпуска и доставки руды.

4. Внедрение 14 типов вибрационных машин и новой технологии выпуска и доставки руды позволило повысить в 2,5-3 раза производительность труда, уменьшить количество рабочих, снизить себестоимость процесса выпуска, практически исключить травматизм и резко улучшить условия труда горнорабочих.

5. Внедрение более чем 9000 машин и новой циклично-поточной технологии позволило выпустить, доставить и погрузить около 95% всей добываемой отраслью руды и дать народному хозяйству фактический экономический эффект свыше 47 млн. руб.

6. Таким образом, коллективом ученых, конструкторов и производственников института (бывший п/я Г-4938) с участием института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины и других предприятий, начиная с 1968 г. решена важнейшая научно-техническая задача, имеющая большое народнохозяйственное значение как в деле разработки и массового внедрения новой техники и технологии для резкого повышения производительности труда и интенсификации процесса подземной добычи руд, так и в социальном аспекте улучшения условий труда горнорабочих и охраны окружающей среды.

По своим технико-экономическим и социальным показателям вибрационные питатели и комплексы в полной мере отвечают современным требованиям эффективности и качества. Они конструктивно просты, что в сочетании с высокой надежностью и долговечностью позволяет осуществлять автоматизацию процесса выпуска и доставки руды. Поэтому наряду с новыми технологиями, рассмотренными выше, циклично-поточная технология вибрационного выпуска и доставки руды, на сегодняшний день является востребованной.

Созданные коллективом ученых и конструкторов вибрационные машины и комплексы успешно работают на горных предприятиях урановой промышленности Украи-

ны, а также на ОАО «Северный горно-обогатительный комбинат» (Кривбасс), Криворожском металлургическом комбинате (ОАО «Арселор Миттал» Кривой Рог), Криворожском железорудном комбинате, производственном объединении «Уралзолото», Полтавском ГОКе, на горных предприятиях урановой промышленности Российской Федерации, Казахстана, Кыргызстана и Узбекистана. Объем вибрационного выпуска горной массы только на ГП «ВостГок» составляет около 100%; ежегодно изготавливается 20-25 вибропитателей различного назначения [11].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Иофин С.Л., Шкарнетин В.В., Сергеев В.Е. Поточная технология подземной добычи крепких руд. – М.: Недра, 1979. – 297 с.
2. Методические положения к проектированию технологии поточной добычи крепких руд на подземных рудниках / Д.М. Бронников, Д.Р. Каплунов, В.А. Юков. – М.: ИПКОН АН СССР, 1985. – 25 с.
3. Агошков М.И., Будько А.В., Кривенков Н.Л. Торцовый выпуск руды // Горн. Журнал. – 1964. – №2. – С. 38-42.
4. Терпогосов З.А. Основание блоков и механизация выпуска руды. – М.: Недра, 1977. – 352 с.
5. Поддубный И.К. Исследование влияния секционированных питателей на параметры выпуска и погрузки горной массы / ЦНИИ Атоминформ. – М., 1982. – 24 с. – Деп. в ВИМИ 20.11.81, ИРД 16/120.
6. Корнев Г.Н. Повышение эффективности вибрационного выпуска руды из блоков на основе изучения механизма процесса. – Л.: Наука, 1988. – 116 с.
7. Вибрационный выпуск при системах с отбойкой руды в зажиме и торцовом выпуске / С.Л. Иофин, В.В. Шкарпетин, В.Е. Сергеев и др. // Прогрессивные безопасные методы выпуска руды из блоков. – Губкин, 1970. – С. 58-60.
8. Потураев В.Н. Вибрационные машины для выпуска и доставки руды / Потураев В.Н., Дырда В.И., Авдеев О.К., Поддубный И.К., Надутый В.П., Кравченко Н.Г., Платонов В.Н., Финогеев В.И. – Киев: Наукова думка, 1981.-152с.
9. Потураев В.Н. Вибродоставочные комплексы в технологиях разработки рудных месторождений / Потураев В.Н., Дырда В.И., Поддубный И.К., Авдеев О.К., Гордиенко Н.А., Коваль А.В., Финогеев В.И., Лисица Н.И., Дудченко А.Х. – Киев: Наукова думка, 1990. – 168 с.
10. Булат А.Ф., Дырда В.И., Звягильский Е.А., Маркелов А.Е. Прочность и разрушение резиновых деталей технологических машин. – Киев: Наукова думка, 2010. – 440 с.
11. Кошик Ю.И., Масляков Г.А., Ляшенко В.И. История украинского научно-исследовательского и проектно-изыскательского института промышленной технологии: опыт проектного и научного сопровождения предприятий атомной промышленности (в настоящем сборнике).